

**UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA,  
METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA  
METALÚRGICA**

**Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas  
de flotación de un mineral complejo polimetálico del  
distrito de Palca - Huancavelica**

**TESIS**

**Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico**

**AUTOR**

**John Cristian RAMOS SAMANEZ  
Alexander ORIHUELA GUTIERREZ**

**Lima - Perú**

**2017**

## RESUMEN

La presente investigación comprendió la ejecución de un programa de pruebas metalúrgicas basadas en la concentración por flotación sobre una muestra denominada Compósito General proveniente del distrito de Palca, departamento de Huancavelica; el cual se orientó a la obtención de concentrados de cobre, plomo y zinc, evaluando las variables más influyentes del proceso tales como: granulometría de molienda y remolienda, pH de flotación, tiempo de flotación, etapas de limpieza y dosificación de reactivos.

El programa de pruebas incluyó la preparación y generación de la muestra Compósito General, su caracterización mineralógica y principalmente la realización de pruebas de flotación del tipo rougher, cinética de flotación, flotación en ciclo abierto y flotación en circuito cerrado a nivel laboratorio, los cuales sirvieron para la evaluación y definición de las variables del proceso, permitiendo la recuperación de los minerales de cobre, plomo-plata y zinc.

Las leyes de cabeza de la muestra Compósito General indicaron contenidos de 0.96% plomo, 0.27% en cobre y 3.13% en zinc. La ley de hierro es 12.35% y de plata es 72.8 g/t.

Según la caracterización mineralógica el contenido de plomo corresponde a la presencia de galena y geocronita, el zinc corresponde a la esfalerita, mientras que el cobre corresponde mayoritariamente a la presencia de tenantita y tetraedrita y en menor proporción calcopirita y otros sulfuros secundarios. Los contenidos de plata, arsénico y antimonio son importantes dado la presencia de estos cobres grises.

El esquema de tratamiento definido para esta muestra indica que la recuperación de los minerales Pb-Ag-Cu-Zn se realizó en 3 circuitos de flotación, los cuales son: Circuito bulk Cu-Pb para la flotación colectiva de minerales plomo-cobre-plata; Circuito de Separación para la obtención de

los concentrados finales de cobre y plomo y Circuito zinc para flotación de los minerales de zinc provenientes de los relaves del circuito bulk Cu-Pb.

Los resultados de la prueba de flotación en ciclo cerrado, aplicando las mejores condiciones de operación, indican recuperaciones 86.12% de plomo, 66.19% cobre y 74.32% de plata, con leyes de 37.40% en plomo, 7.65% en cobre y 2494.48 g/t en plata y 10.99% de zinc. En el Circuito zinc la recuperación final fue de 87.59 % con leyes de 55.80% de zinc y 0.16% de arsénico.

En el circuito de separación de Cu-Pb se obtuvo una calidad de concentrado de cobre de 25.55% de cobre, 8.44% de arsénico, 5,99% de antimonio y 2495 g/t de plata con una recuperación de 95.47% de cobre mientras que la calidad del concentrado de plomo obtenido es de 54.27% de plomo; 0.33% de arsénico, 0.24% de antimonio y 1286 g/t de plata con una recuperación de 93.42 % de plomo.

## TABLA DE CONTENIDOS

	Pág.
<b>RESUMEN.....</b>	<b>2</b>
<b>TABLA DE CONTENIDOS.....</b>	<b>4</b>
<b>LISTA DE CUADROS.....</b>	<b>8</b>
<b>LISTA DE FIGURAS .....</b>	<b>10</b>
<b>CAPITULO I: INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>15</b>
<b>CAPITULO II: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....</b>	<b>16</b>
<b>2.1 Situación Problemática.....</b>	<b>16</b>
<b>2.2 Formulación del Problema .....</b>	<b>18</b>
<b>2.3 Justificación de la Investigación .....</b>	<b>19</b>
<b>2.4 Objetivos .....</b>	<b>19</b>
2.4.1 Objetivo General .....	19
2.4.2 Objetivos Específicos.....	19
<b>2.5 Hipótesis .....</b>	<b>19</b>
<b>CAPITULO III: MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>20</b>
<b>3.1 Antecedentes .....</b>	<b>20</b>
3.1.1 Ubicación Política y Geográfica del Proyecto .....	20
3.1.2 Antecedentes de la Flotación de Minerales Polimetálica en el Perú	21
<b>3.2 Marco Filosófico de la Investigación.....</b>	<b>26</b>
3.2.1 Metodología de la Investigación Metalúrgica .....	26
3.2.2 Importancia de la Investigación Metalúrgica .....	26
3.2.3 Diseño de la Investigación Metalúrgica.....	27

<b>3.3 Bases Teóricas .....</b>	<b>28</b>
3.3.1 Flotación de Sulfuros Complejos .....	28
<b>3.3.1.1 Estructura y Propiedades de los Minerales.....</b>	<b>29</b>
<b>3.3.1.2 Flotación de los Sulfuros.....</b>	<b>30</b>
3.2.4 Flotación Bulk Cobre -Plomo .....	32
<b>3.3.1.3 Depresión de Esfalerita y Pirita.....</b>	<b>32</b>
<b>3.3.1.4 Activación y Flotación de Sulfuros de zinc .....</b>	<b>33</b>
3.2.5 Separación de Cobre - Plomo por Flotación .....	34
<b>3.3.1.5 Depresión de Minerales de cobre .....</b>	<b>34</b>
<b>3.3.1.6 Depresión de Minerales de Plomo .....</b>	<b>35</b>
<b>3.3 Simulación Matemática por Split Factors .....</b>	<b>36</b>
 <b>CAPITULO IV: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN ....</b>	<b>41</b>
<b>4.1 Tipo de la Investigación.....</b>	<b>41</b>
<b>4.2 Metodología .....</b>	<b>41</b>
<b>4.3 Metodología para la obtención de la muestra .....</b>	<b>42</b>
4.3.1 Generación de la muestra Compósito General .....	42
4.3.2 Preparación de Muestra Compósito.....	43
 <b>CAPITULO V: CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA .....</b>	<b>45</b>
<b>5.1 Análisis Químico .....</b>	<b>45</b>
<b>5.2 Determinación de la Curva Cinética de Molienda .....</b>	<b>46</b>
<b>5.3 Caracterización Mineralógica del Compósito General .....</b>	<b>47</b>
5.3.1 Caracterización Mineralógica.....	47
5.3.2 Mineralogía de Alta Definición – Método QEMSCAN .....	47
5.3.3 Composición y Distribución Modal .....	49
5.3.4 Minerales de cobre .....	51
5.3.5 Minerales de Plomo .....	56
5.3.6 Minerales de zinc .....	58
5.3.7 Minerales de hierro .....	60

5.3.8	Imágenes de las principales asociaciones minerales .....	61
5.3.9	Análisis Metalúrgico de la Caracterización Mineralógica .....	73

## **CAPITULO VI: PRUEBAS EXPERIMENTALES.....74**

### **6.1 Pruebas de Flotación Rougher. .... 74**

### **6.2 Resultados de las pruebas de Flotación Rougher..... 77**

6.2.1	Circuito bulk Cu-Pb .....	77
-------	---------------------------	----

6.2.2	Circuito zinc .....	77
-------	---------------------	----

### **6.3 Evaluación de la Cinética de Flotación. .... 78**

### **6.4 Evaluación de Flotación Circuito Abierto (TCA). .... 83**

### **6.5 Resultados de las Pruebas de Flotación TCA ..... 85**

6.5.1	Circuito bulk Cu-Pb .....	85
-------	---------------------------	----

6.5.2	Circuito de zinc .....	86
-------	------------------------	----

### **6.6 Prueba de Flotación en Ciclo Cerrado TCC..... 86**

### **6.7 Separación de Concentrados de cobre y plomo..... 89**

### **6.8 Modelamiento Matemático de la Flotación. .... 92**

## **CAPITULO VII: DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....97**

### **4.1 Pruebas de Flotación Rougher ..... 97**

4.1.1	Circuito bulk Cu-Pb .....	97
-------	---------------------------	----

4.1.1.1	<i>Efecto del pH, NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la depresión del zinc</i> .....	97
---------	--	----

4.1.1.2	<i>Efecto del pH, NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la Recuperación del plomo y cobre en el bulk Cu-Pb.</i> .....	99
---------	--	----

4.1.1.3	<i>Efecto del Tamaño de Molienda P<sub>80</sub>.</i> .....	102
---------	--	-----

4.1.2	Circuito zinc .....	102
-------	---------------------	-----

4.1.2.1	<i>Efecto del CuSO<sub>4</sub> y Z-11 en la Recuperación de zinc.</i> .....	103
---------	---	-----

### **4.2 Análisis de la Cinética de Flotación ..... 104**

4.2.1	Cinética de Flotación Circuito bulk Cu-Pb.....	104
-------	--	-----

4.2.2	Cinética de flotación Circuito zinc .....	106
<b>4.3</b>	<b>Pruebas de Flotación en Circuito Abierto TCA .....</b>	<b>108</b>
4.3.1	Circuito bulk Cu-Pb .....	108
4.3.2	Circuito de zinc .....	109
<b>4.4</b>	<b>Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado, (TCC).....</b>	<b>109</b>
4.4.1	Balance Proyectado .....	109
6.8.1	Balance Metalúrgico Circuito Bulk y Circuito Zinc.....	111
<b>4.5</b>	<b>Pruebas de Flotación de Separación Cu-Pb.....</b>	<b>115</b>
4.5.1	Análisis de Contaminantes Arsénico-Antimonio.....	115
<b>4.6</b>	<b>Análisis de la simulación.....</b>	<b>116</b>
<b>CAPÍTULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>		
.....		<b>121</b>
<b>5.1</b>	<b>Conclusiones .....</b>	<b>121</b>
<b>5.2</b>	<b>Recomendaciones.....</b>	<b>123</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>		<b>124</b>
<b>ANEXOS .....</b>		<b>127</b>

## LISTA DE CUADROS

	Página
Cuadro N° 1: Accesos al área del Proyecto .....	20
Cuadro N° 2: Consumo de Reactivos Planta Shorey .....	24
Cuadro N° 3: Inventario de Muestras .....	42
Cuadro N° 4: Composición Muestra Compósito General .....	43
Cuadro N° 5: Análisis Químico – Metales de interés .....	45
Cuadro N° 6: Caracterización Química - Contaminantes .....	45
Cuadro N° 7: Parámetros de molienda .....	46
Cuadro N° 8: Resultados de tiempos de molienda .....	46
Cuadro N° 9: Pruebas Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb .....	76
Cuadro N° 10: Pruebas Rougher Circuito zinc .....	76
Cuadro N° 11: Resultados Pruebas de Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb .....	77
Cuadro N° 12: Resultados Flotación Rougher/Scavenger Circuito zinc...	78
Cuadro N° 13: Balance Metalúrgico Cinética Rougher Bulk .....	80
Cuadro N° 14: Balance Metalúrgico Cinética Rougher Zinc .....	82
Cuadro N° 15: Pruebas de Flotación TCA – Circuito bulk Cu-Pb .....	85
Cuadro N° 16: Pruebas de Flotación TCA – Circuito zinc .....	85
Cuadro N° 17: Resultados Pruebas de Flotación TCA – Circuito bulk Cu- Pb .....	86
Cuadro N° 18: Resultados Pruebas de Flotación TCA – Circuito zinc .....	86
Cuadro N° 19: Resultados Pesos y Leyes – Prueba de Ciclo Cerrado ....	88
Cuadro N° 20: Pruebas de Flotación Etapa Separación Cu-Pb .....	90
Cuadro N° 21: Bulk Cu-Pb Alimentación Circuito Separación .....	90
Cuadro N° 22: Concentrado cobre –Separación Cu-Pb .....	91
Cuadro N° 23: Concentrado Plomo –Separación Cu-Pb .....	91



Cuadro N° 24: Split Factor para prueba de Ciclo Abierto.....	93
Cuadro N° 25: Balance Metalúrgico Simulado- Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado .....	95
Cuadro N° 26: Balance Metalúrgico Simulado- Diagrama de Flujo Alternativo .....	96
Cuadro N° 27: Condiciones <i>Test 9</i> – Flotación Rougher bulk Cu-Pb.....	97
Cuadro N° 28: Condiciones <i>Test 3</i> – Flotación Rougher Circuito zinc...	103
Cuadro N° 29: Balance Metalúrgico Proyectado – Prueba de Flotación en Ciclo Cerrado .....	110
Cuadro N° 30: Condiciones <i>Test P-12</i> Separación Cu-Pb.....	115
Cuadro N° 31: Análisis de Contaminantes Test P-12 .....	116
Cuadro N° 32: Comparación de Concentrados Bulk Cu-Pb.....	117
Cuadro N° 33: Resultados de Simulación-Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado .....	118
Cuadro N° 34: Resultados de Simulación-Diagrama de Flujo Alternativo .....	118

## LISTA DE FIGURAS

	Página
Figura 1: Ubicación de Proyecto .....	21
Figura 2: Esquema de Flotación Minas Polimetálicas en el Perú .....	22
Figura 3: Esquema de Flotación - Planta Shorey.....	23
Figura 4: Módulos típicos de operación en Circuitos de Flotación .....	39
Figura 5: Esquema General Pruebas Metalúrgicas .....	44
Figura 6: Curva Cinética de Molienda - Compósito General.....	47
Figura 7: Esquema representativo del Grado Liberación de minerales ...	49
Figura 8: Composición Mineralógica del Compósito General .....	50
Figura 9: Distribución Modal de Minerales en Compósito General .....	51
Figura 10: Identificación de sulfuros de cobre .....	52
Figura 11: Liberación de partículas de sulfuros de cobre .....	53
Figura 12: Asociaciones Mineralógicas para sulfuros de cobre .....	53
Figura 13: Liberación de enargita-tennantita por Tamaño de partícula....	54
Figura 14: Liberación de tetraedrita por Tamaño de partícula .....	54
Figura 15: Liberación de calcopirita por Tamaño de partícula .....	55
Figura 16: Liberación de covelita por Tamaño de partícula .....	55
Figura 17: Liberación de partículas de Galena .....	56
Figura 18: Asociaciones Mineralógicas para la Galena .....	57
Figura 19: Liberación de Galena por Tamaño de partícula.....	57
Figura 20: Liberación de partículas de Esfalerita .....	58
Figura 21: Asociaciones Mineralógicas para la esfalerita .....	59
Figura 22: Liberación de esfalerita por Tamaño de partícula.....	59
Figura 23: Identificación de minerales de hierro .....	60
Figura 24: Liberación de partículas de Pirita.....	60

Figura 25: Asociaciones Mineralógicas para la Pirita.....	61
Figura 26: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la esfalerita.....	62
Figura 27: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para los sulfuros de cobre .....	65
Figura 28: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la galena .....	68
Figura 29: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la pirita .....	70
Figura 30: Diagrama de flujo para Pruebas de Flotación Rougher .....	75
Figura 31: Prueba Cinética de Flotación Circuito bulk Cu-Pb .....	79
Figura 32 Prueba Cinética de Flotación Circuito zinc .....	81
Figura 33: Esquema de Prueba de Flotación, TCA.....	84
Figura 34: Diagrama de flujo de Prueba de Flotación en Circuito Cerrado .....	87
Figura 35: Esquema Pruebas de Flotación Separación Cu-Pb.....	89
Figura 36: Resultados prueba de ciclo en ciclo abierto.....	92
Figura 37: Diagramas de Flujo para Simulación por Split Factor .....	94
Figura 38: Recuperaciones en Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb ...	98
Figura 39: Influencia del NaCN y ZnSO <sub>4</sub> en la activación del zinc .....	99
Figura 40: Efecto del NaCN, ZnSO <sub>4</sub> y pH en la Recuperación de Cu .....	99
Figura 41: Asociaciones Minerales Sulfuros de Cobre-Esfalerita .....	101
Figura 42: Relación entre la recuperación de Cu y Zn en el circuito bulk Cu-Pb.....	101
Figura 43: Efecto del tamaño de partícula en flotación bulk Cu-Pb .....	102
Figura 44: Ley y Recuperación de zinc.....	103
Figura 45: Efecto del CuSO <sub>4</sub> y Z-11 en la recuperación del Zn.....	104
Figura 46: Cinética de flotación bulk-Recuperaciones .....	105
Figura 47: Cinética de flotación bulk- Leyes Acumuladas.....	105
Figura 48: Cinética de flotación bulk- Leyes Parciales.....	106

Figura 49: Cinética de flotación Zn - Recuperaciones .....	107
Figura 50: Cinética de flotación Zinc-Leyes Acumuladas .....	107
Figura 51: Cinética de flotación Zinc-Leyes Parciales .....	108
Figura 52: Balance Metalúrgico Circuito Bulk Cu-Pb .....	112
Figura 53: Balance Metalúrgico Circuito Bulk Zn .....	113
Figura 54: Balance Metalúrgico-Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado .....	119
Figura 55: Balance Metalúrgico-Diagrama de Flujo Alternativo .....	120

## NOMENCLATURA

Cu	:	Cobre
Pb	:	Plomo
Zn	:	Zinc
Fe	:	Hierro
As	:	Arsénico
Sb	:	Antimonio
%	:	Porcentaje de recuperación, ley, distribución
g/t	:	Gramos por tonelada métrica
ppm	:	Partes por millón
hr	:	Horas
min	:	Minutos
Km	:	Kilometro
g	:	Gramos
kg	:	Kilogramos
msnm	:	Metros sobre nivel del mar
$R_{max}$	:	Recuperación Máxima
k	:	Coeficiente de cinética
RPM	:	Revoluciones por minuto
RC	:	Ratio de Concentración
L/min	:	Litro/minuto
O <sub>2</sub>	:	Oxígeno
OH <sup>+</sup>	:	Iones Oxidrilo
H <sub>2</sub> O	:	Agua
pH	:	Concentración de iones H <sup>+</sup>
CaO	:	Cal
PbS	:	Galena
ZnS	:	Esfalerita
ZnFeS	:	Marmatita
NaCN	:	Cianuro de Sodio
ZnO	:	Óxido de Zinc
Z11	:	Xantato Isopropílico de Sodio

Z-6	:	Xantato Amílico de Potasio
$\text{CuSO}_4$	:	Sulfato de Cobre
$\text{ZnSO}_4$	:	Sulfato de Zinc
$\text{NaHSO}_3$	:	Bisulfito de Sodio
MIBC	:	Metil Isobutil Carbonil
CMC	:	Carboxil Metyl Celulosa
$\approx$	:	Aproximación

## **CAPITULO I: INTRODUCCIÓN**

El Perú es un país con tradición minera, contamos con un enorme potencial geológico, la presencia de la cordillera de los andes a lo largo del territorio, constituye nuestra principal fuente de recursos minerales. A nivel mundial y latinoamericano el Perú se ubica entre los primeros productores de diversos metales, (oro, plata, cobre, plomo, zinc, hierro, estaño, molibdeno, entre otros). Los últimos años venimos siendo testigos de la variabilidad en los precios internacionales de los metales, los cuales impactan directamente en el comportamiento del sector minero en el Perú. Por tal motivo es de suma importancia encontrar nuevos proyectos mineros con valores económicos rentables para favorecer la inversión.

La flotación es un proceso de concentración ampliamente usado para la recuperación de las especies mineralógicas valiosas a partir de minerales sulfurados complejos y de baja ley. Cuando la ley es demasiada baja, como consecuencia del agotamiento de las reservas minerales en los yacimientos, los ingenieros de procesamiento de minerales se ven enfrentados con diversos tipos de problemas técnico – económicos tales como incremento de impurezas en el proceso y disminución de leyes de sustancias valiosas, que demanda operaciones con mayor tonelaje para que el proceso sea rentable.

Por consiguiente, la tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados y que sean amigables con el medio ambiente.

## **CAPITULO II: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

### **2.1 Situación Problemática**

La literatura menciona que el método de tratamiento mayormente empleado para los minerales sulfurados de plomo-cobre-zinc es la flotación y es uno de los desafíos más complicados en la metalurgia de los metales base.

El problema es aún más difícil cuando el contenido de cobre, plomo y el de zinc son bajos como para justificar la obtención de tres concentrados de calidades comerciáveis que cumplan los requisitos de calidad exigidos por las fundiciones.

Por tanto, para determinar la viabilidad económica para la explotación de un nuevo yacimiento de minerales plomo-cobre-zinc es necesario conocer el comportamiento metalúrgico del mineral al ser sometido al proceso de flotación, dicha información se obtiene con estudios que se realizan a nivel de laboratorio; esta información se confirma en estudios a nivel planta piloto y extrapolados luego para el diseño de una planta de carácter industrial.

Durante la experimentación en laboratorio se evalúan y definen las variables que rigen el proceso de la flotación, considerando que las características geológicas de estos yacimientos polimetálicos pueden tener marcada influencia en el tratamiento metalúrgico, tal como: Asociación mineralógica Cu-Zn o Pb-Zn que ocasiona deficiencias en depresión de la esfalerita y pirita en la flotación bulk Cu-Pb; presencia de sales solubles de Cu, Ag, As, Sb, Cd, etc. que ocasiona activación de la esfalerita; presencia de minerales con contenidos de As y Sb que castigan los precios de los concentrados; presencia de minerales óxidos de cobre, plomo, zinc que reducen la recuperación de estos metales valiosos por no responder al proceso de flotación.

Por otra parte, desde el punto de vista económico, el impacto de la disminución del precio de los metales ha golpeado fuertemente las economías de los países productores y comercializadores mineros. Nuestra



economía es parte de un mercado globalizado que se rige por las leyes de la oferta y demanda y en el cual las tendencias de alzas y reducciones se ven impactadas por factores políticos, económicos o sociales. La desaceleración económica de China explica gran parte de la problemática, y esto se observa en la baja de materias primas que afecta directamente la cotización de los metales que esta economía requiere.

Durante una etapa de crecimiento de la demanda e incremento periódico de los precios, se aprovechan los beneficios de un mayor flujo de caja. Asimismo, si se mantiene una tendencia creciente de los precios, incluso los yacimientos con menor concentración de minerales y explotación de zonas de menor ley de mineral, ampliación de planta para incrementar volumen de producción, desarrollo de proyectos mineros con mayor demanda de inversión financiera y tecnológica.

Al revertirse la tendencia conviene efectuar una evaluación acerca de qué proyectos diferir, cuáles suspender y cuáles deberían descartarse. De igual forma, los yacimientos o minas con menor concentración de ley pueden revertir su atractivo e incluso evaluar la devolución del denuncia o la venta de la unidad minera. Una mina es atractiva para la explotación/extracción en tanto sus costos pueden ser recuperados en años futuros con los flujos de venta estimados.

## 2.2 Formulación del Problema

La muestra proveniente del distrito de Palca, departamento de Huancavelica se compone de minerales sulfurados de Cu-Pb-Zn con contenido apreciable de Ag. Asimismo se ha identificado la presencia de minerales de cobre y plomo tales como los cobres grises y la geocronita respectivamente los cuales son portadores de elementos contaminantes como el As y Sb.

El problema fundamental para la presente investigación se formula en la siguiente pregunta:

¿De qué manera la presencia de minerales complejos polimetálicos de Cu-Pb-Zn-Ag, influye en la recuperación y calidad de los concentrados de cobre, plomo y zinc?

Esta investigación propone también estimar la proyección de leyes y recuperaciones que se obtendrían en la planta de procesamiento. Entre los posibles problemas que pueden presentarse durante el desarrollo experimental tenemos:

- Deficiencias en depresión de la esfalerita y pirita en la flotación bulk Cu-Pb debido a factores tales como: asociación mineralógica Cu-Zn o Pb-Zn; arrastre de sulfuros de zinc durante la flotación bulk Cu-Pb por factores mecánicos; activación de la esfalerita debido a la presencia de sales solubles de cobre, Ag, As, Sb, Cd, etc. en el mineral.
- Deficiencias en la activación de los sulfuros de zinc.
- La presencia de contenidos de As y Sb en esta muestra reducen la posibilidad de obtener concentrados limpios de impurezas y de calidad adecuada, según las condiciones que exige la fundición.
- La presencia de gangas nocivas que actúan como interferentes en la flotación.

## **2.3 Justificación de la Investigación**

El presente trabajo de investigación permitirá encontrar un esquema de tratamiento para recuperar minerales de cobre-plomo-zinc-plata por el método convencional de flotación para obtener concentrados con leyes comerciables y recuperaciones aceptables para que la actividad sea rentable y que la investigación se proyecte a ser la base para el desarrollo de un estudio a nivel planta piloto y de esta forma generar una oportunidad de creación de valor como objetivo del proyecto minero.

## **2.4 Objetivos**

### ***2.4.1 Objetivo General***

Evaluar mediante pruebas metalúrgicas de flotación los minerales complejos polimetálicos previa caracterización, para obtener concentrados de cobre, plomo y zinc con buenas recuperaciones y calidad de acuerdo a las exigencias de las fundiciones.

### ***2.4.2 Objetivos Específicos***

- Caracterización de la muestra de estudio.
- Obtener concentrados de cobre.
- Obtener concentrados de plomo.
- Obtener concentrados de zinc.

## **2.5 Hipótesis**

La evaluación de las pruebas metalúrgicas de flotación de minerales complejos polimetálicos, hará posible la recuperación de cobre, plomo, zinc y plata en concentrados con leyes comerciables de acuerdo a los requerimientos de las fundiciones.

## CAPITULO III: MARCO TEÓRICO

### 3.1 Antecedentes

#### 3.1.1 Ubicación Política y Geográfica del Proyecto

El yacimiento minero se encuentra políticamente ubicado en:

Distrito :Palca  
 Provincia :Huancavelica  
 Departamento :Huancavelica

#### Coordenadas Geográficas

Este : 501,184  
 Norte : 8°601,983  
 Altura (m.s.n.m.) : 3940 m.s.n.m.  
 Zona : 18 S  
 Radio del área (km.) : por 3.0 Km.  
 Referencia Cartográfica : Hoja 25 - n – Huancavelica - Zona 18 S

El acceso hacia proyecto se realiza mediante la siguiente vía:

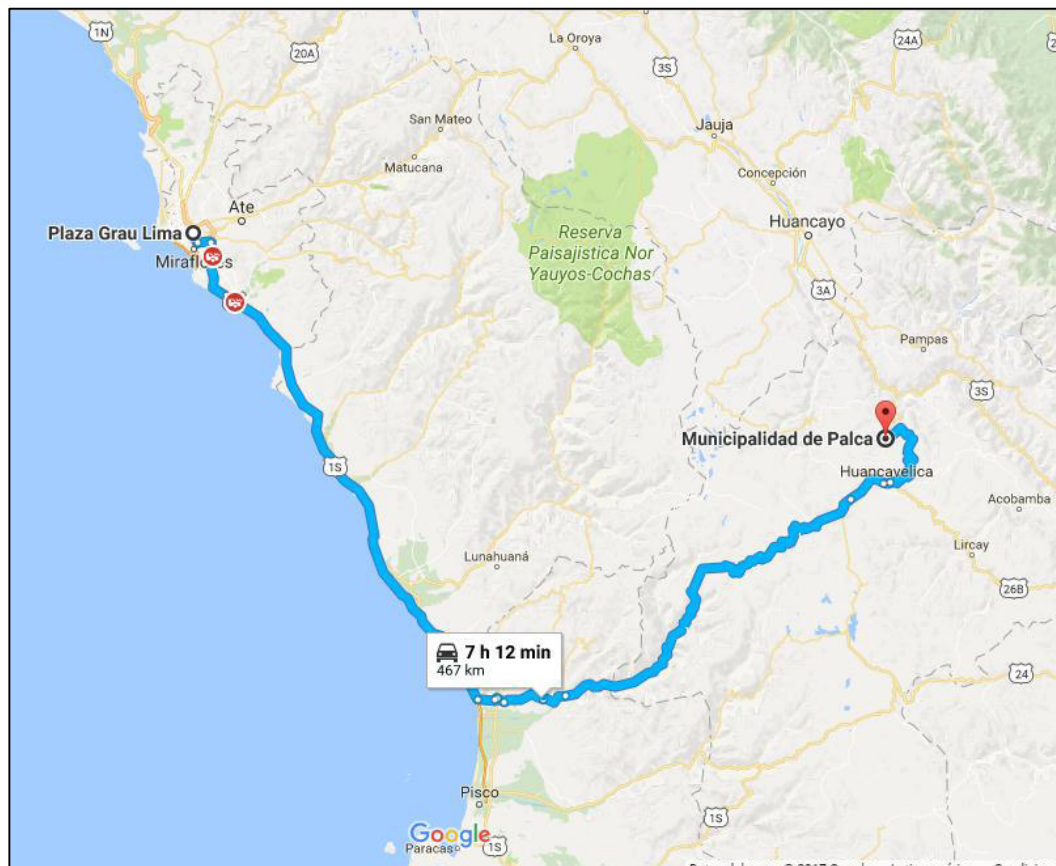
**Cuadro N° 1: Accesos al área del Proyecto**

Ruta	Km.	Vía	Horas (vehículo)
Lima – Huancayo	300	Asfaltada	7 hr
Huancayo–Desvío Palca	80	Asfaltada	2 hr
Palca–Proyecto	1	Trocha - Camino de Herradura	20 min
<b>Total</b>	<b>493</b>	-	<b>12 h 10 min</b>

*Fuente:* Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico

La Figura 1, muestra el acceso a la zona del proyecto.

**Figura 1: Ubicación de Proyecto**



Fuente: Google Maps

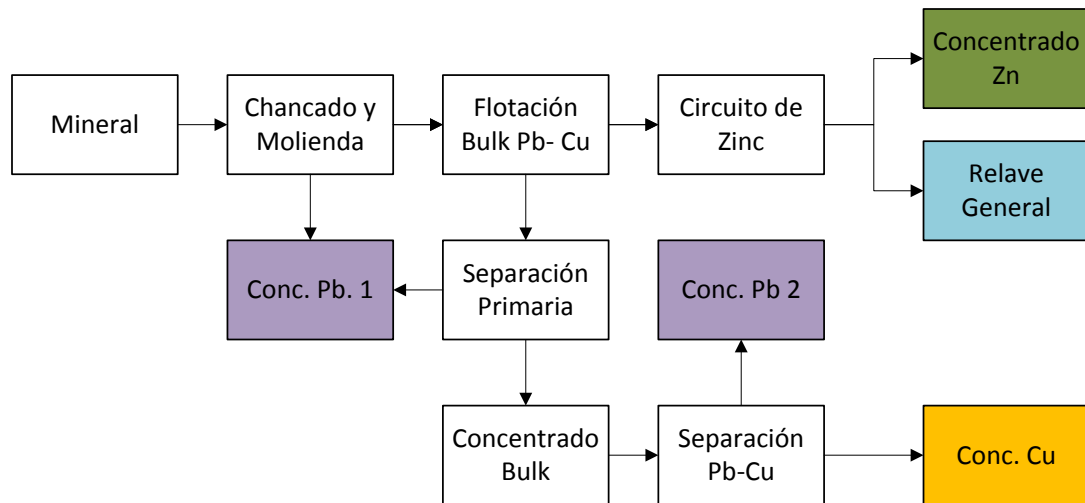
### **3.1.2 Antecedentes de la Flotación de Minerales Polimetálica en el Perú**

El tratamiento metalúrgico (Azañero, 2010) comprende la obtención de tres concentrados en las siguientes etapas

1. Flotación bulk Cu-Pb, deprimiendo simultáneamente la esfalerita y pirita.
2. Activación y flotación de la esfalerita, deprimiendo nuevamente la pirita.
3. Separación de los concentrados Cu y Pb obtenido en la etapa de flotación bulk Cu-Pb.

La mayoría de las operaciones mineras ubicadas en la sierra central del Perú como Raura, Casapalca, Atacocha, Huaron, Quiruvilca, Milpo benefician mineral polimetálico Cu-Pb-Zn-Ag, por lo general el esquema de flotación seguido en estas plantas concentradoras puede resumirse en el esquema presentado en la Figura 2

**Figura 2: Esquema de Flotación Minas Polimetálicas en el Perú**



*Fuente: (Manzaneda Cabala, 2010)*

Las operaciones de la Planta Concentradora “Shorey”, (Barreto, 2008) ubicado en el distrito de Quiruvilca, Provincia de Santiago de Chuco, departamento de La Libertad está dedicada básicamente al beneficio de minerales mediante la flotación selectiva. La mena está constituido por lo siguiente:

- Mineral de cobre : Tetraédrita ( $3\text{Cu}_2\text{S Sb}_2\text{S}_3$ ); Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )
- Mineral de Plata: Tetraedrita Argentífera; (Freibergita ( $3\text{Cu}_2\text{S Sb}_2\text{S}_3\text{Ag}$ )).
- Mineral de Plomo: Galena ( $\text{PbS}$ ).
- Mineral de zinc: Esfalerita ( $\text{ZnS}$ ); Marmatita ( $\text{ZnSF}_e$ ).

La sección de flotación consta de tres circuitos, según la Figura 3:



**Cuadro N° 2: Consumo de Reactivos Planta Shorey**

REACTIVO	CONCENTRAC, %	CONSUMO g/Tms
<b>Flotac BULK</b>		
XANTHATO Z-11	10.0	72.0
CIANURO DE SODIO	6.0	32.2
SULFATO DE ZINC	7.0	92.6
MIBC	100	29.8
<b>Flotac de Zn</b>		
Z - 11	10.0	30.9
CuSO <sub>4</sub>	13.2	252.6
MIBC	100	2.6
Cal	3.0	1440.0
<b>Flotac Cu</b>		
Z - 6	5.0	2.4
NaCN	6.0	72.1
ZnO	3.2	27.5
NaHSO <sub>3</sub>	5.3	88.3

*Fuente: Barreto, 2008*

En las operaciones de la Planta Concentradora “Huaron” (PAN AMERICAN SILVER, 2006), benefician mineral de similar composición mineralógica de la planta “Shorey”. El circuito de flotación consta de tres etapas donde se obtiene primeramente un concentrado bulk Cu-Pb, que está compuesto por sulfuros de Ag, Cu y Pb.

Luego este concentrado bulk Cu-Pb pasa a una etapa de flotación selectiva, donde se flota el cobre y se deprime el plomo por medio de la mezcla RCS (Bicromato de Sodio, Carboxil Metil Celulosa, y Fosfato Monosódico). Este método permite muy buenas leyes de plata en el concentrado de cobre, que según la relación Ag/Cu puede ser mayor a 10,000 gr /TM.

El relave del circuito bulk Cu-Pb es el alimento para el circuito de zinc, en donde se utilizan tres acondicionadores en serie, modificando el pH con lechada de cal, a un rango adecuado para luego activar al zinc adicionando  $\approx 160$  g/t de sulfato de cobre y  $\approx 30$  g/t el colector primario (Xantato Z-6/Z11), para luego obtener un concentrado de zinc.

La separación del concentrado bulk Cu-Pb por flotación ha tenido un cambio importante en el Perú desde el año 2000 (Villegas, 2006) primero en Raura, seguido de Milpo, luego Atacocha y Corona. El cambio fundamental radicó en una extracción inicial, mayormente de plomo grueso desde las cargas circulantes de molienda (Celdas de Flotación Flash y/o



Celdas Unitarias), posteriormente se genera una separación del bulk Cu-Pb con menores consumos de bicromato de sodio (depresor de plomo ) que se agrega en mezcla con 20% de CMC (carboxil metyl celulosa) y 20% de fosfato monosódico; este es un importante aporte de Srđdan Bulatovic (Bulatovic, 2000) utilizada en todas las concentradoras que hacen separación plomo -cobre y que atenuó la contaminación con 40% menos de iones cromo evacuados al medio ambiente, logrando buena calidad de concentrados de cobre por una separación más limpia y rentable.

El uso del bisulfito de sodio para deprimir galena a nivel industrial se llevó a cabo por primera vez en la ex Unión Soviética en el año 1964 en la fábrica de Bierezovsk donde lo usaron mezclado con sulfato de hierro a un pH 5.6 – 5.8 con ácido sulfúrico (Bulatovic, 2000).

El principio del reemplazo del bicromato de sodio por el bisulfito de sodio tiene como base comprender la función en flotación del bisulfito de sodio. Este es un reactivo depresor de sulfuros de plomo y a la vez activador de sulfuros de cobre ; por ello, su aplicación debe ser mejor que el bicromato de sodio que solo es depresor de sulfuros de plomo (Manzaneda, 2000).

Un reemplazo paulatino del bicromato por bisulfito de sodio en la solución RCS no es posible porque ocurre precipitación de componentes, mientras que agregando 60% de bisulfito de sodio en la mezcla junto con CMC, fosfato monosódico en la relación 60:20:2 si es factible, resultando una solución cristalina llamada BCS.

En la unidad minera Morococha de la Pan American Silver, se realizó la exclusión total del reactivo bicromato de sodio y cianuro de sodio por el bisulfito de sodio en la separación Pb-Cu (Canta, 2007) y de esta manera eliminar la presencia de iones cromo y de cianuro en los afluentes de la planta concentradora. Anteriormente en el circuito denominado “Duplex de separación”, en una primera etapa se utilizaba la mezcla RCS en una concentración de 5% para la depresión de la galena (PbS); el relave constituía el concentrado de plomo I y el concentrado de cobre contenía cerca del 12% de plomo, por esta razón se enviaba a una segunda etapa

de separación donde se usaba el NaCN al 3% para deprimir el cobre y flotar el plomo.

El cambio de mezcla de reactivo mencionado trajo como consecuencia una mejor calidad de cobre de 21% al 28% de grado y con una menor activación de plomo que antes del cambio era 9% promedio y ahora se llega a valores de 4% con un ahorro considerable de reactivo.

## **3.2 Marco Filosófico de la Investigación**

### ***3.2.1 Metodología de la Investigación Metalúrgica***

La mayoría de las operaciones y procesos metalúrgicos extractivos tienen su inicio sobre la base de la información de tres tipos de modelos físicos: a nivel de laboratorio, de planta piloto y de carácter semi-industrial. En algunos casos es suficiente utilizar un solo modelo y en casos necesarios hasta los tres modelos. En la mayoría de situaciones por análisis comparativo, la información podrá trasladarse directamente a una planta industrial; en casos singulares el traslado teórico no es posible y el metalurgista tiene que obviarlo con la experiencia acumulada de situaciones similares. El diagnóstico predictivo debe cumplirse; un mal dimensionamiento o un error físico-químico pueden redundar en fracaso.

### ***3.2.2 Importancia de la Investigación Metalúrgica***

La investigación experimental es la herramienta más importante que tiene el ingeniero metalúrgico; su valor es más acentuado en Metalurgia Extractiva, pues los depósitos minerales se han formado al azar, sujeto a leyes muy relativas de carácter geológico en cuanto a composiciones, impurezas, etc. El que procesa minerales y sus graduales productos que se obtienen en los tratamientos ya sean experimentales o industriales, encuentra variedades desconcertantes en calidades físicas y químicas de un depósito a otro. Un mismo depósito puede tener variaciones, algunas acentuadas, conforme se avanza en su explotación o minado. Si el ingeniero sólo utilizara conocimientos teóricos o semi-empíricos para encontrar el adecuado tratamiento de un recurso metalúrgico específico, le demandaría un tiempo considerable, ante ello los procedimientos

metalúrgicos en laboratorio permiten reproducir y predecir el tratamiento de los minerales. La información que se genera en los estudios metalúrgicos, basados en la investigación metalúrgica realizada sobre muestras representativas de mineral, sirve a las empresas mineras para la toma de decisiones: operacional, inversión o factibilidad para la instalación de una planta de beneficio.

La experimentación es hasta ahora insustituible. La información que se obtenga experimentalmente debe extrapolarse desde los aspectos geométricos y físico-químicos a una planta de carácter industrial; este trabajo de traslación es muy delicado con el objeto que los predictivos se cumplan. (Tantaleán Vanini, 2004).

### ***3.2.3 Diseño de la Investigación Metalúrgica***

El diseño de la investigación metalúrgica dependerá, tanto del tipo de mineral, como de los procesos a tratar y su objetivo es determinar la adaptabilidad del mineral con relación al tipo de planta a instalar, además de determinar las condiciones y lograr resultados metalúrgicos óptimos.

El ingeniero debe armonizar la teoría con la investigación experimental, que con adecuada y larga práctica, puede llegar a conclusiones óptimas de carácter técnico y económico, que comenzando a nivel de laboratorio termina en una planta piloto con resultados precisos para proyectos industriales.

En las primeras etapas del proyecto puede ser suficientes la ejecución de pruebas de investigación metalúrgica en pequeña escala y de bajo costo. Los resultados obtenidos son limitados debido a la dificultad de predecir con precisión los efectos de la recirculación de los productos intermedios, lo que causa incertidumbre en su aplicación. En este escenario, es necesario ejecutar pruebas en circuito continuo con el uso de plantas pilotos convencionales. De esta manera se genera información que la ingeniería de detalle requiera para desarrollar los respectivos flowsheets de los circuitos y el dimensionamiento de los equipos en forma confiable. (Castillo Migone, 2006).

### **3.3 Bases Teóricas**

#### **3.3.1 Flotación de Sulfuros Complejos**

El desarrollo actual de la flotación y en particular la existencia de reactivos muy selectivos, ha permitido el aprovechamiento de grandes masas mineralizadas de baja ley. La flotación es un proceso fisicoquímico, por esta razón es importante revisar tanto los fenómenos físicos como los químicos involucrados.

Los fenómenos químicos incluyen las reacciones de interfase que acontecen entre las tres fases: sólida, líquida y gaseosa (Wark & Cox, 1942). En estas reacciones intervienen:

- a) Los reactivos químicos utilizados; colectores, espumantes, activadores, depresores, reguladores del medio.
- b) La química del agua.
- c) La química de los minerales.
- d) La química de los gases que componen el aire u otra fase gaseosa que participe.

Entre los fenómenos físicos, físico-mecánicos y operacionales se puede mencionar:

- a) Los factores mecánicos de los equipos (diseño de la celda, hidrodinámica, configuración del banco y el control de operaciones).
- b) Factores operacionales (flujo de alimentación, granulometría, liberación, problemas de lamas, densidad de pulpa, temperatura, agitación, aireación, extracción de los productos, etc.).

Aunque la flotación es conceptualmente un proceso muy simple, la cantidad y complejidad de las variables que intervienen generalmente una dependiente de la otra, hacen que la aplicación de este método sea extremadamente compleja. Por tal motivo se requiere de un buen dominio

de bases científicas y de ingeniería, pero por sobre todo experiencia y manejo del arte.

La diversidad de las variables del proceso hace que sea muy difícil optimizar una variable en particular. Por ejemplo, si se logra ajustar y optimizar los parámetros físicos, un cambio químico en el sistema puede ocasionar desajustes que conduzcan a modificaciones en los indicadores metalúrgicos y que se requiera una nueva corrección de las condiciones de trabajo. Estos cambios pueden no ser inmediatos o no manifestarse claramente, solo a través de numerosas mediciones o de un seguimiento estadístico se puede ponderar una modificación en el sistema.

Dado que en las plantas de flotación los cambios más difíciles de instrumentar son los físico-mecánicos, relacionados con los equipos, se recurre a ajustes en la fórmula de reactivos y de los factores operativos para optimizar la separación o para contrarrestar las frecuentes modificaciones en las características del mineral que se procesa. Como ejemplo se puede mencionar que un cambio solamente en el pH puede conducir a drásticas modificaciones en los indicadores metalúrgicos (Castillo Migone, 2006).

### **3.3.1.1 Estructura y Propiedades de los Minerales**

La interacción entre las partículas minerales y las otras dos fases, agua y aire, no solo depende de la composición química de las especies, sino que también importa su estructura mineralógica. Las propiedades de flotación de los minerales son determinadas por sus características superficiales más que por las de la masa cristalina, pero las propiedades superficiales dependen sobre todo del ordenamiento en la celda unitaria.

Entre los sulfuros con afinidad natural por la fase gaseosa se identifica a la molibdenita. Se describe como formada por capas de hojas de sulfuro de molibdeno donde los átomos de molibdeno dispuestos en un plano, están unidos por enlaces covalentes a dos capas adyacentes, una superior y otra inferior de átomos de azufre. Esta estructura se extiende en forma ilimitada en el plano. Las capas están unidas entre sí por enlaces residuales

definiendo planos de debilidad por donde se exfolia preferentemente dando lugar a partículas de forma aplanada y con caras no reactivas, salvo los extremos donde se rompen enlaces covalentes. Cada átomo de molibdeno está rodeado por seis azufres en los vértices de un prisma triangular. Su marcada hidrofobicidad natural permite flotarla con solamente un espumante o con la ayuda de un aceite neutro como refuerzo. La hidrofobicidad natural de los sulfuros está restringida a la molibdenita (Chander & Fuerstenau, 1975).

El resto de los sulfuros comerciales están formados por un anión ( $S^{2-}$ ) y cationes como el  $Cu^+$ ,  $Cu^{2+}$ ,  $Pb^{2+}$ ,  $Zn^{2+}$ ,  $Hg^+$ ,  $Sb^{3+}$ ,  $Bi^{3+}$ , metales de transición como el  $Fe^{2+}$ ,  $Co^{2+}$  y  $Ni^{2+}$ ; metales nobles y metales raros como  $Ag^+$ ,  $Au^+$ ,  $Mo^{4+}$ . Sobre la base de su estructura cristalina y el tipo de enlace entre los átomos y las unidades poliédricas en el espacio (Povarennyk, 1972), introdujo la clasificación cristaloquímica de los sulfuros.

La mayoría de los sulfuros no tiene hidrofobicidad natural, pero adquieren flotabilidad inducida por algunos colectores específicos. Es necesario destacar que bajo ciertas condiciones favorables del potencial de oxidación, algunos sulfuros muestran algún grado de hidrofobicidad natural, según la siguiente escala: calcopirita > galena > pirrotina > pentlandita > covelina > bornita > esfalerita > piritita > arsenopirita (Guy & Trahar, 1985) (Trahar, 1984). Hay coincidencia entre un grupo de autores de que en ambiente moderadamente oxidante, es posible flotar parcialmente a los sulfuros sin usar colectores. Por otro lado, la flotación de los sulfuros inducida por reactivos, también se muestra fuertemente relacionada al potencial de oxidación a nivel superficial (Qin, Yuehua, Guohua, & Zhenyuan, 2004).

### **3.3.1.2 Flotación de los Sulfuros**

En los primeros días de la flotación se consideró que el oxígeno era perjudicial para la flotación de los sulfuros. Luego de una larga controversia se ha establecido que, salvo en muy pocas excepciones, los sulfuros no oxidados y no contaminados no flotan, (Gaudin, Miaw, & Spedden, 1957) ,

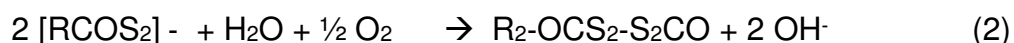
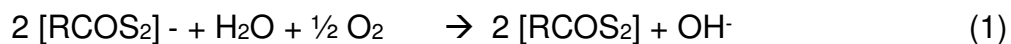
han estudiado la relación entre la estructura cristalina de los sulfuros y la flotabilidad nativa de los pocos minerales que tienen esta propiedad.

Otro aspecto de análisis, es la naturaleza de la superficie donde se produce la interacción con los reactivos sulfidrílicos (Buckley & Woods, 1991). El problema es definir si los xantatos se fijan sobre superficies frescas o si previamente es necesaria la participación del oxígeno. Para algunos autores, la intervención del oxígeno es fundamental para la colección (Eadington & Prosser, 1982).

En otros trabajos de Gaudin (Gaudin A. , 1957) se llega a las siguientes conclusiones:

- a) En ausencia del oxígeno en la superficie de los sulfuros tiene afinidad por el agua.
- b) El oxígeno se adsorbe sobre la superficie de los sulfuros antes que otros gases como el nitrógeno o el bióxido de carbono.
- c) El proceso de adsorción del oxígeno se produce en varias etapas.
- d) La duración de estas etapas es variable para los distintos sulfuros, dependiendo de la afinidad del mineral por el gas.
- e) En la superficie fresca de un sulfuro primero se adsorbe el oxígeno y luego el Xantato.
- f) El requerimiento de oxígeno para posibilitar la colección aumenta en el siguiente orden: galena, pirita, esfalerita, calcopirita, pirrotita y arsenopirita.
- g) Aparentemente la adsorción de oxígeno promueve la deshidratación de la superficie y facilita la adsorción del colector.
- h) Si el contacto de la superficie con el oxígeno se prolonga, se deteriora la afinidad por el colector.

Según el trabajo de Gaudin el oxígeno juega un rol fundamental en la interacción entre los sulfuros y los colectores sulfidrílicos. La participación del oxígeno en la fijación del colector queda resumida en las siguientes ecuaciones de las reacciones superficiales:



En general, se reconoce que la oxidación de los sulfuros progresa más rápidamente en potenciales altos que en bajos. El orden de tendencia de la oxidación es: pirrotita > pirita > calcopirita > esfalerita > galena (Kelsall & Yin, 1999). La reducción del oxígeno como un proceso catódico, es esencial para la reacción electroquímica en la superficie de los sulfuros y es diferente para cada sulfuro. La reducción del oxígeno interviene en la oxidación de los sulfuros y en la interacción con los colectores (Janetski, Woodburn, & Woods, 1977).

### **3.2.4 Flotación Bulk Cobre -Plomo**

Esta flotación se realiza con una depresión simultánea de sulfuros de zinc y pirita. Por lo general, la flotación cobre – plomo se realiza a pH natural o levemente alcalino utilizando xantatos y ditionofosfatos como colectores, la depresión de la pirita y esfalerita se logra mediante el uso de cal, cianuro de sodio, bisulfito de sodio y sulfato de zinc, en dosificaciones que no afecten la flotación del cobre y el plomo.

Además se debe agregar que los sulfuros de cobre flotan en un rango de pH entre 3 y 12, mientras que el pH de flotación de la galena está en el rango neutro a ligeramente alcalino, y cuando tiene alto contenido de plata el plomo tiende a deprimirse a pH mayor a 9.5.

#### **3.3.1.3 Depresión de Esfalerita y Pirita**

Durante la flotación bulk Cu-Pb, la pirita se deprime con cianuro de sodio y bisulfito de sodio, mientras que la esfalerita con sulfato de zinc.



Se ha determinado la existencia de ferrocianuro de sodio sobre la superficie de la pirita, no permitiendo que ésta flote.

El bisulfito de sodio deprime la pirita, al descomponer los xantatos, dixantógenos y luego el alcohol componente del xantato

El motivo por el cual la esfalerita flota indebidamente en el bulk Cu-Pb depende de cada mineral, las causas puede ser:

- a) Asociación mineralógica Cu-Zn o Pb-Zn.
- b) Arrastre de sulfuros de zinc durante la flotación bulk Cu-Pb por factores mecánicos.
- c) Activación natural de la esfalerita debido a la presencia de iones metálicos cobre, Ag, As, Sb, Cd, en el mineral o en el agua de tratamiento.

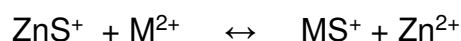
Los dos primeros factores pueden ser regulados mejorando las condiciones de molienda, dosificación de reactivos y eficiencia de remoción de espumas.

El tercer factor es un tema difícil aunque puede ser parcialmente controlado por dosificación de reactivos depresores tales como el sulfato de zinc, cianuros, bisulfitos o sulfuro de sodio.

#### **3.3.1.4 Activación y Flotación de Sulfuros de zinc**

La esfalerita no adsorbe xantatos de cadena corta sin activación previa, esta activación consiste en el recubrimiento de la esfalerita por una capa de un ion activante que formará una superficie que podrá interaccionar con el xantato.

El mecanismo de activación está definido por una reacción general expresada del siguiente modo:



Para la flotación de la esfalerita de las colas de la flotación cobre – plomo, se usa generalmente  $\text{CuSO}_4$  como activante,



Simultáneamente es necesario deprimir la pirita, usualmente con cal, para elevar el pH hasta valores entre 8.5 – 12, la pirita en este rango de pH no flota al inhibirse la formación de dixantógenos que es la especie colectora (Azañero, 2010).

### **3.2.5 Separación de Cobre - Plomo por Flotación**

Estos son clasificados de acuerdo al mineral que va a ser deprimido en: Depresión de minerales de cobre y depresión de los minerales de plomo

El primer factor a ser considerado es la relación en peso de contenido de cobre / plomo.

En resumen, sumar a los contenidos de minerales de cobre, esfalerita, pirita e insolubles en el caso de usar el procedimiento de depresión con  $\text{NaCN}$  /  $\text{ZnO}$ , o sumar a la galena los contenidos de pirita, esfalerita e insolubles en el caso de usar dicromato de potasio.

#### **3.3.1.5 Depresión de Minerales de cobre**

Cianuro de Sodio: La utilización del  $\text{NaCN}$  solo es posible donde la presencia de minerales de cobre secundarios y/o metales como  $\text{Ag/Au}$  es nula, es decir donde no existe el peligro de disolución de valores.

En casos extremos y debido al excesivo uso de colectores en la obtención del concentrado bulk Cu-Pb es necesario aplicar un lavado previo del concentrado, desorción con  $\text{Na}_2\text{S}$  y/o carbón activado.

Cianuro de sodio y compuestos: Existen pocos reactivos depresores para minerales de cobre, principalmente se basan en el uso de  $\text{NaCN}$  tanto puro como en mezcla con  $\text{ZnSO}_4$  o con  $\text{ZnO}$ , adicionalmente se puede utilizar las mezclas en mención con  $\text{CaO}$ , otros procedimientos son el empleo de permanganato de potasio y tiourea (Azañero, 2010).

Permanganatos: Su posible aplicación (Zegarra & Perez, 1998) es de gran interés ya que posee algunas ventajas en comparación con el NaCN o con el complejo NaCN / ZnO, no produce disolución de valores de Au/Ag o minerales de cobre secundarios, su aplicación requiere de condiciones excesivamente críticas.

### **3.3.1.6 Depresión de Minerales de Plomo**

Reactivos con esta característica son: SO<sub>2</sub>, bisulfitos, sulfitos en combinación con sulfato ferroso, tiosulfato, hiposulfitos, bicromatos y CaO, ellos poseen algunas ventajas en comparación con el NaCN / ZnO sobre todo en lo referente a la no disolución de metales preciosos y/o cobres secundarios.

Bisulfitos, Sulfitos: Permiten la depresión de los minerales de plomo, pero también presentan efecto depresor sobre los de zinc,

Con la presencia de minerales de cobre secundario la precisión de separación es afectada ligeramente por la disolución de cobre, siendo estos iones absorbidos por la galena lo cual impide su depresión, este efecto negativo puede ser contrarrestado por adición de S°, con lo cual se logra precipitar iones de cobre (Zegarra & Perez, 1998).

El acondicionamiento requerido es casi nulo y la adición por etapas es conveniente, en el caso de la presencia de minerales de cobre secundarios y dependiendo de la proporción existente, el tiempo de acondicionamiento debe ser evaluado cuidadosamente.

Dicromato de Potasio: Las propiedades oxidantes son similares a las mostradas por los reactivos anteriores, excepto que presenta un menor poder depresor para los minerales de zinc en comparación con el bisulfito.

En algunas concentradoras se le utiliza junto con otras dextrinas lo cual incrementa su poder depresor sobre la galena.

La eficiencia de separación cobre – plomo es afectada por la calidad del bulk Cu-Pb tratado, cuando el desplazamiento de zinc y hierro al

concentrado es mayor se reduce la eficiencia de separación, posiblemente debido al mayor nivel de adición de colectores, presencia de sales solubles y/o reducción de reactivos depresores.

Carboximetil Celulosa (Química Amtex S.A., 2006): Una de las aplicaciones de la carboximetil celulosa en minería es en el proceso de separación Pb-Cu, actúa como parte del reactivo depresor de plomo. Facilita la función del dicromato de sodio sobre las superficies de la galena y la del fosfato monosódico que es un dispersor, desde el punto de vista ecológico es una buena alternativa.

Composición del reactivo depresor:

- Dicromato de sodio (60%)
- Carboximetil celulosa (20%) y
- Fosfato mono sódico (20%)

### **3.3 Simulación Matemática por Split Factors**

El método de simulación matemática basado en los factores de distribución consiste en asignar un valor numérico ("Split Factors") a cada componente del sistema y en cada etapa de separación considerada. Es posible definir entonces tres conceptos fundamentales.

Componentes del Sistema: son todas las especies o elementos de interés que se encuentran en cierta composición dentro de un flujo. Ejemplos de componentes pueden ser, en un mineral de cobre porfídico, los siguientes: Cu, Mo, Fe, insolubles y peso total de sólidos. El peso total de sólidos puede considerarse como un componente más del sistema.

Etapas de Separación: son aquellas partes del circuito en que un flujo de alimentación se separa en dos: concentrado y relave. Como por ejemplo: etapas usuales de flotación Rougher, Scavenger, Cleaner, Recleaner, Cleaner-Scavenger, etc.

Split Factor: es la fracción en peso de cada componente alimentado a una etapa de separación, que aparece junto con el concentrado de la etapa en cuestión; es decir, corresponde a la recuperación parcial de dicho componente en el concentrado obtenido en cada etapa de separación (expresada como fracción en peso,  $^{\circ}/1$ ). (Magne & Castro, 2001)

La magnitud de los factores de distribución depende principalmente del tiempo de flotación y de las propiedades físico-químicas imperantes en la pulpa, además de las características de flotabilidad de las partículas, es decir, tamaño de las partículas, grado de liberación, etc.

El proceso de separación en cada etapa puede ser caracterizado mediante una matriz diagonal del tipo:

$$S_k = [S_{ij}]_k \quad (1)$$

Donde:

$k$  : subíndice utilizado para identificar cada separador ( $k = 1, 2, 3, \dots, n_s$ ).

$i$  : subíndice utilizado para identificar cada componente ( $k = 1, 2, 3, \dots, n+1$ ).

$S_k$  : matriz de separación (de "Split Factors") en el  $k$ -ésimo separador  $[(n+1) \times (n+1)]$ , cuyos elementos  $S_{ij}$  se definen como sigue:

$S_{ij} = 0$ ; para  $i \neq j \quad \forall k$ .

$S_{ij} = S_{ik}$ ; para todo  $i=j$  (siendo  $1 \geq S_{ik} \geq 0$ )

$S_{ik}$  = factor de distribución del  $i$ -ésimo componente en el  $k$ -ésimo separador.

$S_{n+1,k}$  = factor de distribución del peso total de sólidos en el  $k$ -ésimo separador ( $k = 1, n_s$ )

$n + 1$  = número total de componentes (siendo el peso total de sólidos, el  $(n+1)$ -ésimo componente).

$n_s$  = número total de separadores (etapas de flotación consideradas).

Existen varias técnicas alternativas para determinar los valores de  $S_{ik}$ , pero la más simple y apropiada se basa en los resultados cinéticos de

un solo ciclo abierto (pruebas de flotación batch, o primer ciclo de un test de ciclos completo). En contadas excepciones y sólo cuando la carga circulante en el sistema es relativamente alta, la estimación de los factores de distribución en el equilibrio podrá inferirse desde los primeros dos ciclos de un test de ciclos incompleto.

Paralelamente, se define el vector columna:

$$W_{\zeta} = \begin{bmatrix} W_{1\zeta} \\ W_{2\zeta} \\ W_{3\zeta} \\ \dots \\ W_{n+1,\zeta} \end{bmatrix} \quad (2)$$

Siendo:

$\zeta$  : subíndice utilizado para identificar cada flujo ( $\zeta = 1, 2, 3, \dots, n_f$ ).

$W_{i\zeta}$  : peso (contenido de fino) del componente i en el flujo  $\zeta$ .

$W_{n+1,\zeta}$  : peso total de sólidos en el flujo  $\zeta$  ( $\zeta = 1, n_f$ ).

$n_f$  : número total de flujos en el sistema.

Estas definiciones permiten simular operaciones, comúnmente encontradas en circuitos de flotación (ver Figura 4), como:

a) **Uniones:** Dados los flujos  $\zeta_1$  y  $\zeta_2$ :

$$W_{\zeta_3} = W_{\zeta_1} + W_{\zeta_2} \quad (3)$$

b) **Separaciones:** Dado el flujo  $\zeta_1$  y la matriz  $S_k$  de factores de distribución correspondiente:

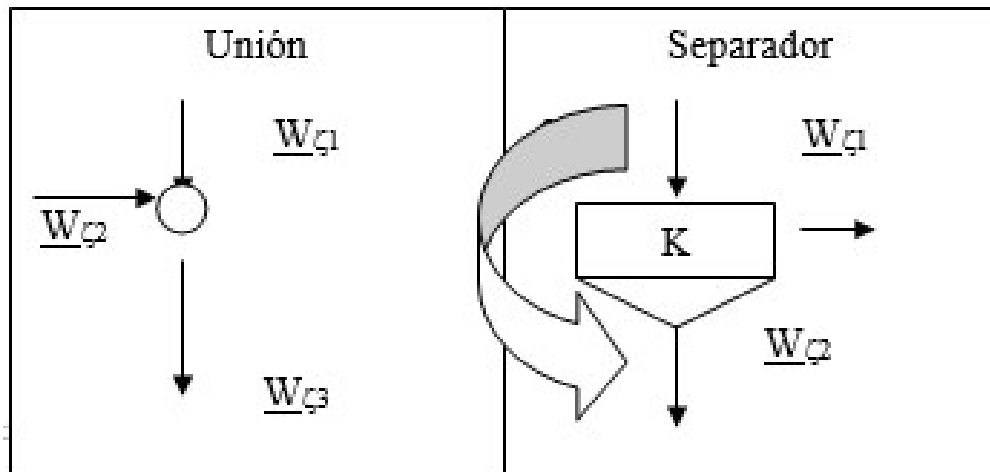
$$W_{\zeta_3} = S_k \cdot W_{\zeta_1} = \begin{bmatrix} S_{1k} \cdot W_{1\zeta_1} \\ S_{2k} \cdot W_{2\zeta_1} \\ S_{3k} \cdot W_{3\zeta_1} \\ \dots \\ S_{n+1,k} \cdot W_{n+1,\zeta_1} \end{bmatrix} \quad (4)$$

y también:

$$W_{\zeta 2} = W_{\zeta 1} - W_{\zeta 3} = (I - S_k) \cdot W_{\zeta 1} \quad (5)$$

dónde:  $I$  = matriz identidad  $[(n+1) \times (n+1)]$

**Figura 4: Módulos típicos de operación en Circuitos de Flotación**



*Fuente: (Magne & Castro, 2001)*

La aplicación de estas tres últimas ecuaciones a un circuito de flotación en particular resulta en un sistema de ecuaciones lineales que puede resolverse mediante técnicas convencionales.

La determinación de los vectores  $W_{\zeta}$  para cada uno de los flujos ( $\zeta = 1, n_f$ ) permite calcular a su vez los siguientes parámetros metalúrgicos de interés:

### Leyes

$$G_{\zeta} = 100 \cdot \left( \frac{W_{\zeta}}{W_{n+1, \zeta}} \right) \quad (6)$$

donde:

$$G_{\zeta} = \begin{bmatrix} g_{1\zeta} \\ g_{2\zeta} \\ g_{3\zeta} \\ \dots \\ g_{n,\zeta} \end{bmatrix} \quad (7)$$

$g_{i\zeta}$  = ley del componente i en el flujo  $\zeta$  en porcentaje ( $i = 1, n$ ).

### Distribuciones de Fino

$$R_{i\zeta} = 100 \cdot \left( \frac{W_{i\zeta}}{W_{11}} \right) \quad (8)$$

donde:

$R_{i\zeta}$  : % de distribución del componente i en el flujo  $\zeta$ ; siendo  $i = 1, n$ ;  
 $\zeta = 1, n_f$ .

$\zeta = 1$ , corresponde al flujo de cabeza ( o sea; la alimentación fresca del circuito de flotación).



## **CAPITULO IV: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

### **4.1 Tipo de la Investigación**

La investigación es experimental, porque se realizarán las diferentes pruebas metalúrgicas de flotación a nivel de laboratorio, para obtener concentrados de cobre, plomo y zinc.

### **4.2 Metodología**

Para lograr los objetivos del presente estudio, se realizó en la investigación las siguientes actividades:

- Preparación mecánica de las muestras y formación de muestra Compósito General.
- Análisis químico de la muestra Compósito General.
- Caracterización Mineralógica de la muestra.
- Determinación de la curva cinética de molienda.
- Análisis Granulométrico Valorado de la muestra.
- Pruebas de flotación rougher para los circuitos bulk Cu-Pb y circuito zinc y evaluación de variables.
- Prueba de cinética de flotación bulk Cu-Pb a 6 tiempos con las mejores condiciones obtenidas.
- Prueba de cinética de flotación zinc a 6 tiempos con las mejores condiciones obtenidas.
- Pruebas de flotación en Circuito Abierto (TCA) para el circuito bulk Cu-Pb y circuito zinc, y evaluación de variables.
- Pruebas de flotación en Circuito Cerrado (TCC).
- Pruebas de separación de concentrados de plomo y cobre a partir del concentrado bulk Cu-Pb.
- Simulación matemática por el método de los Split Factors de diferentes diagramas de tratamiento del mineral.

### 4.3 Metodología para la obtención de la muestra

Para el desarrollo del presente estudio se recolectó un total de 5 muestras individuales a una granulometría menor a 2 mm a partir de sub muestras de rechazos de preparación mecánica provenientes de 5 diferentes dominios geológicos del yacimiento.

En el Cuadro N° 3 se indican la codificación, peso y características de las muestras recibidas.

**Cuadro N° 3: Inventario de Muestras**

N°	Muestra	Peso, kg
1	Compósito 2 (Dominio D)	15.08
2	Compósito 3 (Dominio E)	135.54
3	Compósito 4 (Dominio F)	5.06
4	Compósito 5 (Dominio G)	5.02
5	Compósito 6 (Dominio H)	40.30
<b>Muestra Compósito General</b>		<b>201.00</b>

*Fuente: Elaboración Propia*

#### 4.3.1 Generación de la muestra Compósito General

Se generó la muestra Compósito General a partir de la mezcla y homogenización de las 5 muestras, que corresponden a minerales polimetálicos con contenidos variables de Zn, Pb y Cu, como elementos de valor comercial, con menor presencia de minerales de oro, plata, El contenido de hierro es muy notable en algunas de estas muestras

Las muestras Dominio E (67.4%) y Dominio H (20.0%) son de mayor presencia según se indica en el Cuadro N° 4.

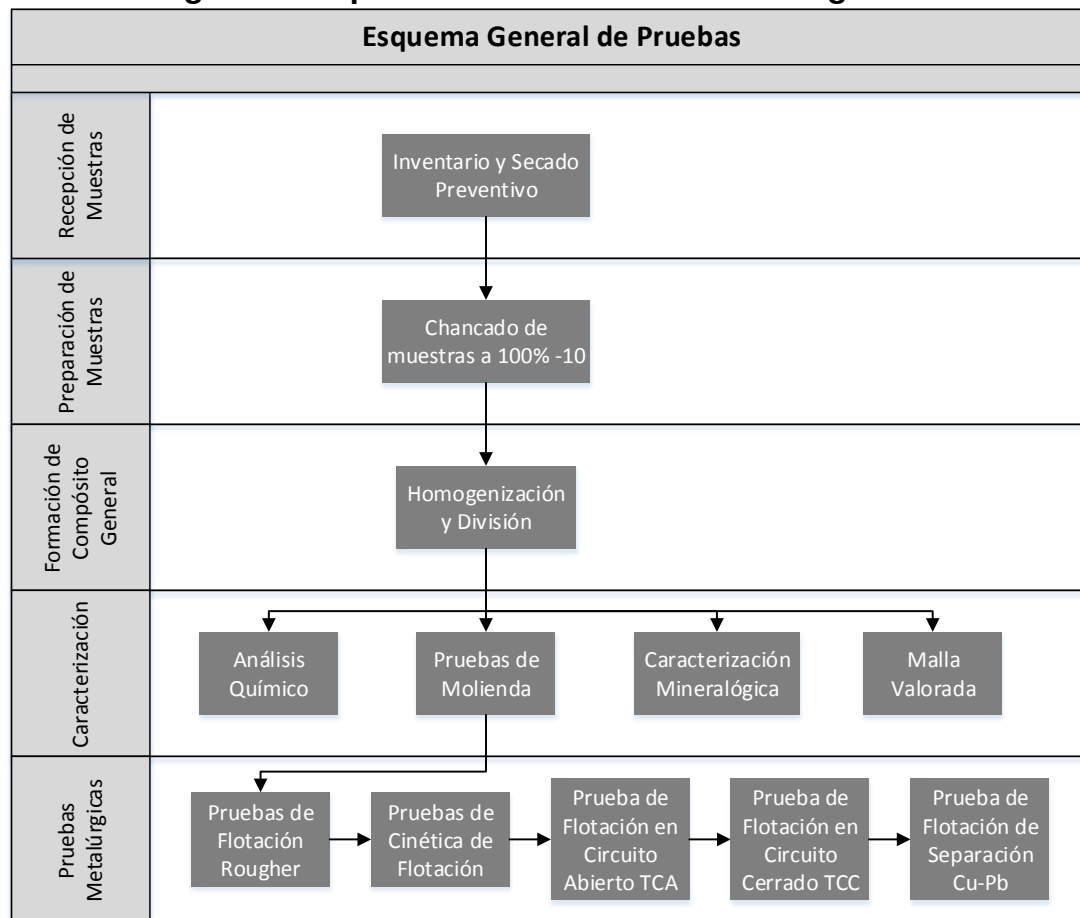
**Cuadro N° 4: Composición Muestra Compósito General**

N°	Muestra Dominio	Au	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn	S	S <sub>Sulfuro</sub>	Peso
		g/t	g/t	%	%	%	%	%	%	%
1	Dominio D	0.11	75.1	0.14	5.64	1.39	3.45	8.44	4.05	7.5
2	Dominio E	0.2	91.5	0.26	9.35	1.1	2.86	12.35	8.31	67.5
3	Dominio F	0.05	34.5	0.29	6.55	0.27	0.54	8.08	7.16	2.5
4	Dominio G	0.23	26.1	0.5	17.99	0.22	4.85	23.92	13.38	2.5
5	Dominio H	0.2	33	0.31	20.89	0.5	3.33	26.11	18.4	20

*Fuente: Elaboración Propia*

#### **4.3.2 Preparación de Muestra Compósito**

Las muestras fueron sometidas a secado con temperatura controlada de 80°C hasta mantener un peso constante. Luego se realizó la formación de la muestra Compósito General según procesos que se describen en el diagrama de la Figura 5. Se mezclaron las 5 muestras individuales en un tambor mezclador giratorio para garantizar la homogeneidad del compósito.

**Figura 5: Esquema General Pruebas Metalúrgicas**

Fuente: **Elaboración Propia**

Se formaron cargas de 20 kg utilizando el método de palas alternas; cada carga a su vez ingresó al divisor rotatorio para generar cargas de 1 kg, las cuales sirvieron para la ejecución de las pruebas metalúrgicas.

## CAPITULO V: CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

### 5.1 Análisis Químico

Se tomó un kilogramo de la muestra Compósito General a 100% - 10 malla, la cual fue pulverizada a 98% - 140 malla y sometida a análisis químico para determinar el contenido de los siguientes elementos: cobre, plomo, zinc, plata como metales de interés económico; también se determinó el contenido de óxido de plomo (PbOx), óxido de zinc (ZnOx), Cu Secuencial, hierro, azufre total (S Total), azufre como sulfuro, (S Sulfuro), insolubles y barrido elementos por ICP. El Cuadro N° 5 y Cuadro N° 6 muestran los resultados obtenidos. En el Anexo 1 se presenta los resultados completos del análisis por ICP.

**Cuadro N° 5: Análisis Químico – Metales de interés**

Elemento	Pb	Zn	Cu	Ag	Cu_Secuencial <sup>1</sup>		
Unidad	%	%	%	PPM	Cu_SS %	Cu_CN %	Cu_R %
COMPÓSITO GENERAL	0.95	3.13	0.27	72.8	<0.001	0.08	0.185

*Fuente: Elaboración Propia*

**Cuadro N° 6: Caracterización Química - Contaminantes**

Elemento	Fe	S	Insolubles	As	Bi	Sb
Unidad	%	%	%	PPM	PPM	PPM
COMPÓSITO GENERAL	12.35	14.45	34.05	851	107	498

*Fuente: Elaboración Propia*

Los resultados reportados del análisis químico indican los contenidos de plomo, cobre, zinc y plata en la muestra Compósito General. En referencia a los contaminantes, se debe prestar especial atención al Arsénico y

<sup>1</sup> Cu\_Secuencial: Cu\_SS (Cu soluble en H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>), Cu\_CN (Cu soluble en CN<sup>-</sup>), Cu\_R (Cu residual)

Antimonio, ya que su contenido puede ser importante en los concentrados finales

## 5.2 Determinación de la Curva Cinética de Molienda

La curva cinética de molienda o curva de moliendabilidad fue determinada para la muestra Compósito General, para ello se realizaron pruebas de molienda en un molino estándar de laboratorio con 1,000 gramos de mineral a diferentes tiempos de molienda. Las condiciones para las pruebas de molienda se presentan en el Cuadro N° 7:

**Cuadro N° 7: Parámetros de molienda**

Molino	Acero Inoxidable
Dimensiones	6.5" x 8.8" (D x L)
Carga de bolas	10 kg (Bolas de 1")
Alimentación de mineral	1000 g a 100% - 10 malla
Velocidad de polín	70 RPM
% Sólidos (Molienda)	65%
Agua	500 ml

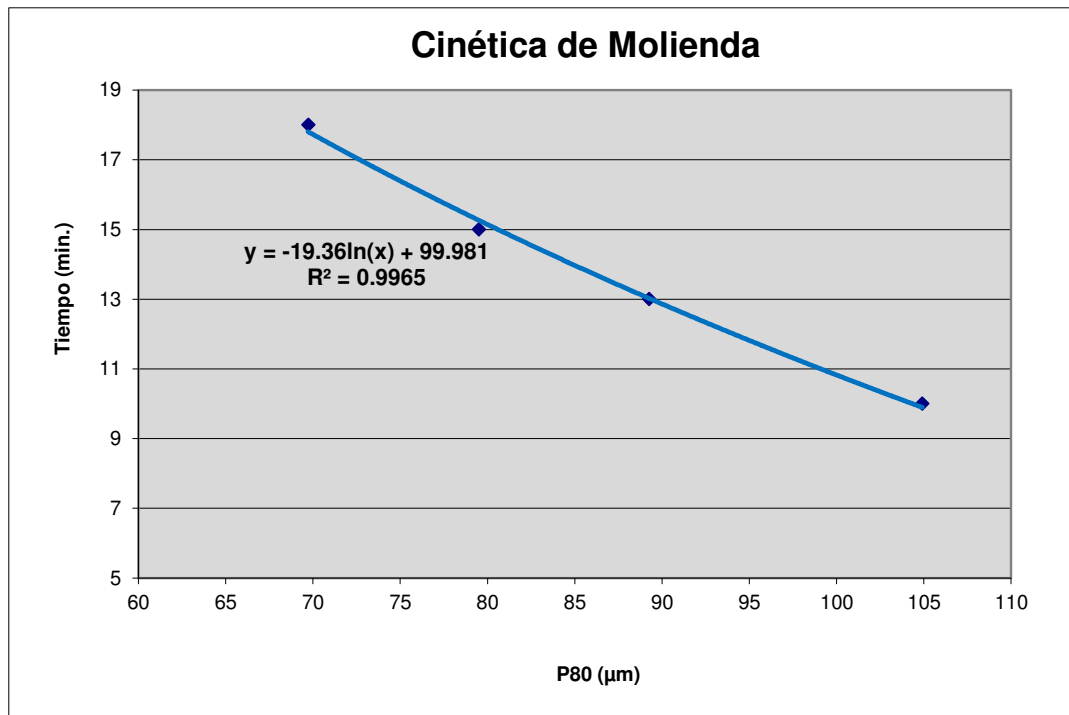
*Fuente: Elaboración Propia*

De los resultados de las pruebas de molienda (ver Cuadro N° 8) se construyó la curva de moliendabilidad cuya ecuación calculada por regresión logarítmica se muestra en la Figura 6.

**Cuadro N° 8: Resultados de tiempos de molienda**

Tiempo (min.)	0	10	13	15	18	16.39	10.83
<b>P80 (µm)</b>	949.8	104.9	89.3	79.5	69.7	<u>75.0</u>	<u>100.0</u>
<b>% Pasante malla 200</b>	31.9	67.3	73.8	78.1	83.4	80.6	69.2

*Fuente: Elaboración Propia*

**Figura 6: Curva Cinética de Molienda - Compósito General**

*Fuente: Elaboración Propia*

### 5.3 Caracterización Mineralógica del Compósito General

Para cualquier estudio de investigación metalúrgica, se elige primero que tipo de mineral a estudiar y cuáles son sus acompañantes mineralógicos, su asociación mineralógica y de acuerdo a este estudio se puede elegir un método adecuado para el procesamiento del mineral. (Fernandez, 2007)

#### 5.3.1 Caracterización Mineralógica

El análisis mineralógico es muy útil, en cualquier estudio de investigación que se requiera recuperar el contenido metálico de un mineral porque con estos datos disponibles se puede determinar el comportamiento metalúrgico del mineral. (Hatch Asociados, 2013)

#### 5.3.2 Mineralogía de Alta Definición – Método QEMSCAN

La Mineralogía de Alta Definición, es el estudio cuantitativo de minerales, usando tecnologías tales como QEMSCAN. Parámetros tales como contenido, química, tamaño de grano, distribución, asociación y liberación

son determinados de forma estadísticamente, contrariamente a los métodos tradicionales manuales, tales como conteo de puntos o petrografía óptica, los cuales pueden ser más subjetivos y consumidores de tiempo.

El QEMSCAN™ es un sistema automatizado que adquiere data mineralógica cuantitativa usando un microscopio electrónico de barrido Zeiss equipado con cuatro detectores de energía dispersiva de Rayos X. El QEMSCAN™ es capaz de discriminar confiablemente entre fases químicamente diferentes.

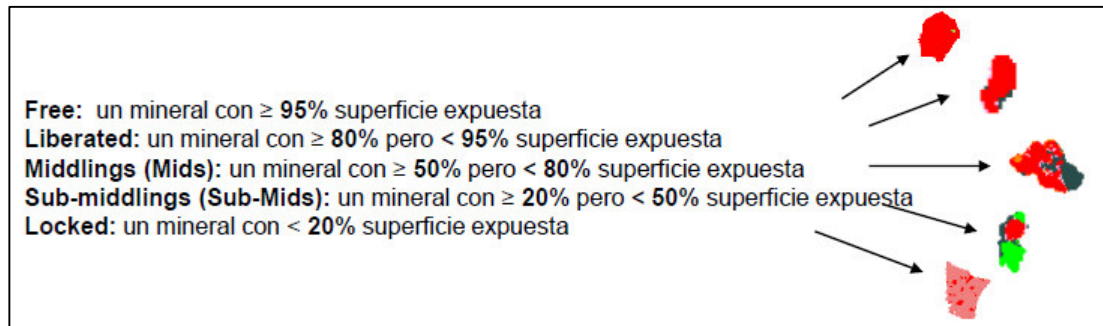
En el modo de lectura PMA (Particle Mineralogy Analysis) un haz recorre toda la briqueta en forma rápida para ubicar cada partícula en un mapa coordinado bidimensional. La superficie completa de cada partícula es recorrida en una grilla regular de espaciamiento pequeño. Este modo de lectura entrega información textural detallada de las fases minerales presentes y es particularmente útil para conducir análisis de liberación. Es usado para caracterización mineralógica detallada de partículas hasta 1 mm. La información que entrega PMA, partícula por partícula es ideal para conducir análisis de liberación donde la información incluye:

**Análisis Modal:** Es una determinación estadística de los acompañantes minerales, además es la cuantificación de las especies mineralógicas y de la ganga y las definiciones de sus asociaciones, que incluye microfotografías de las especies representativas y las entrelazadas para su posible liberación.

**Grado de Liberación:** Es el cálculo del grado de liberación de los minerales está definido según el área de superficie del mineral expuesta en las partículas según la Figura 7.



**Figura 7: Esquema representativo del Grado Liberación de minerales**



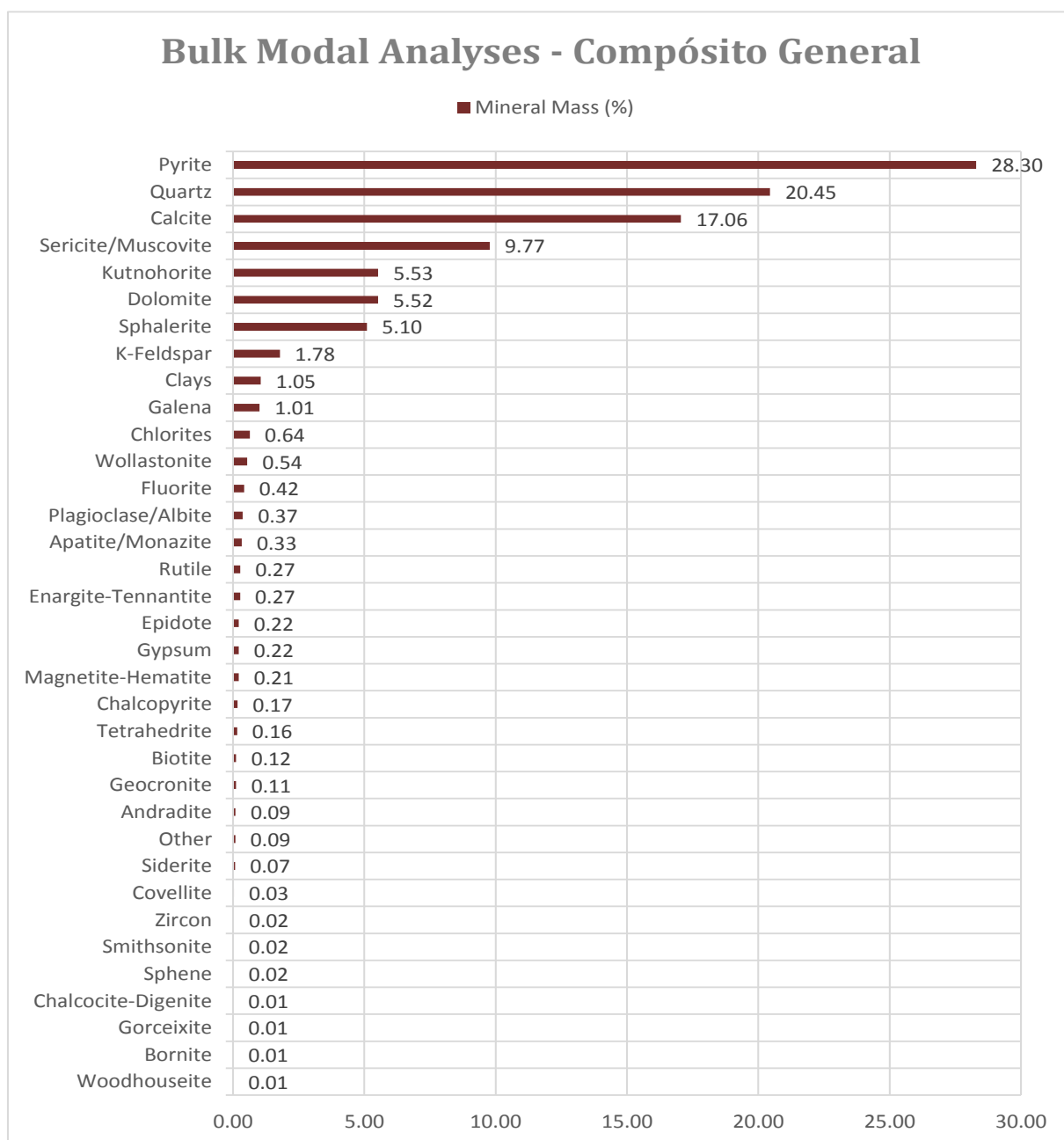
*Fuente: (Hatch Asociados, 2013)*

**Asociaciones Minerales:** Las asociaciones minerales están determinadas por porcentaje de área de partícula. Cabe destacar las siguientes definiciones:

- **Hard Silicates (Silicatos Duros):** Grupo que contiene todos los silicatos duros como Cuarzo, Feldespato, entre otros.
- **Phyllosilicates (Filosilicatos):** Considera todas las micas (Sericita/Moscovita, Biotita, Clorita) y arcillas.
- **Complex:** Asociaciones minerales entre la especie de interés y dos o más de los grupos anteriormente mencionados.

### 5.3.3 Composición y Distribución Modal

Se identificaron y cuantificaron los minerales mostrados en la Figura 8, los cuales muestran a la pirita (28.30%), cuarzo (20.45 %) y calcita (17.06%) como los minerales de mayor presencia en la muestra:

**Figura 8: Composición Mineralógica del Compósito General**

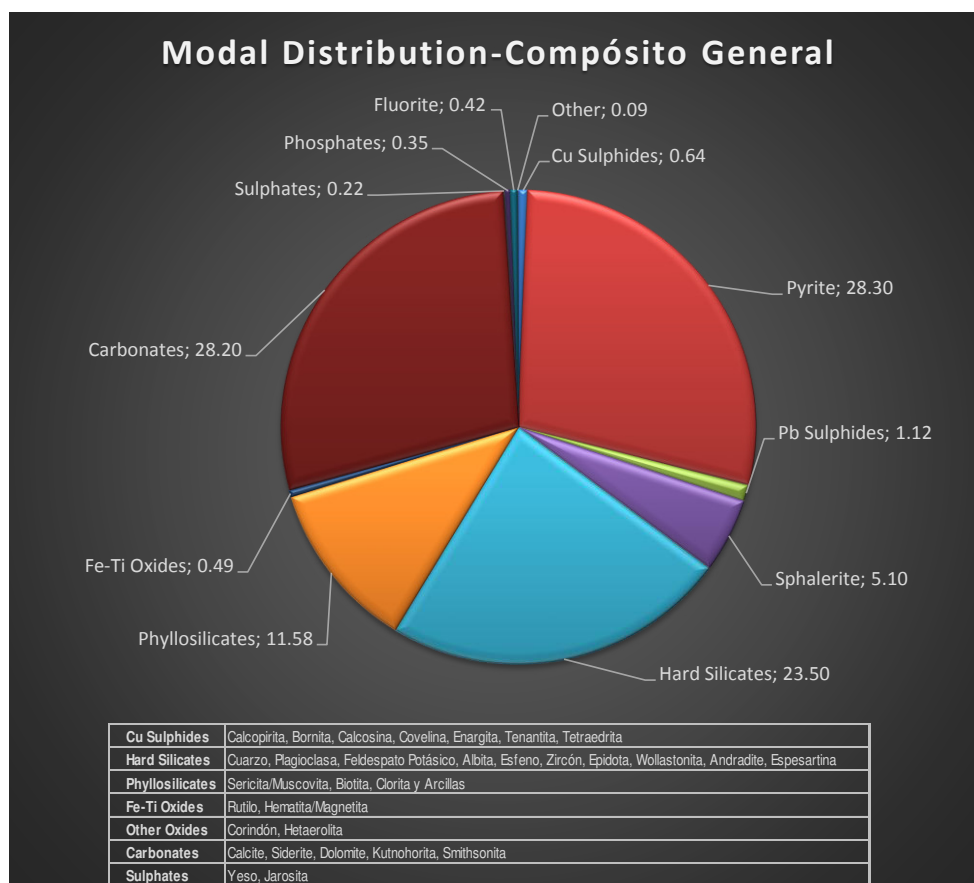
Fuente: (SGS, 2016)

La tecnología QUESCAM clasificó los minerales en los siguientes 7 grupos cuyos contenidos porcentuales se muestran en la Figura 9:

- ***Cu Sulphides*** : Calcopirita, Bornita, Calcosina, Covelina, Enargita, Tennantita, Tetraedrita
- ***Hard Silicates*** : Cuarzo, Plagioclase, Feldespato Potásico, Albite, Esfeno, Zircón, Epidota, Wollastonita, Andradite, Espesartina
- ***Phyllosilicates*** : Sericita/Muscovita, Biotita, Clorita y Arcillas

- **Fe-Ti Oxides** : Rutilo, Hematita/Magnetita
- **Other Oxides** : Corindón, Hetaerolita
- **Carbonates** : Calcite, Siderite, Dolomite, Kutnohorita, Smithsonita
- **Sulphates** : Yeso, Jarosita

**Figura 9: Distribución Modal de Minerales en Compósito General**

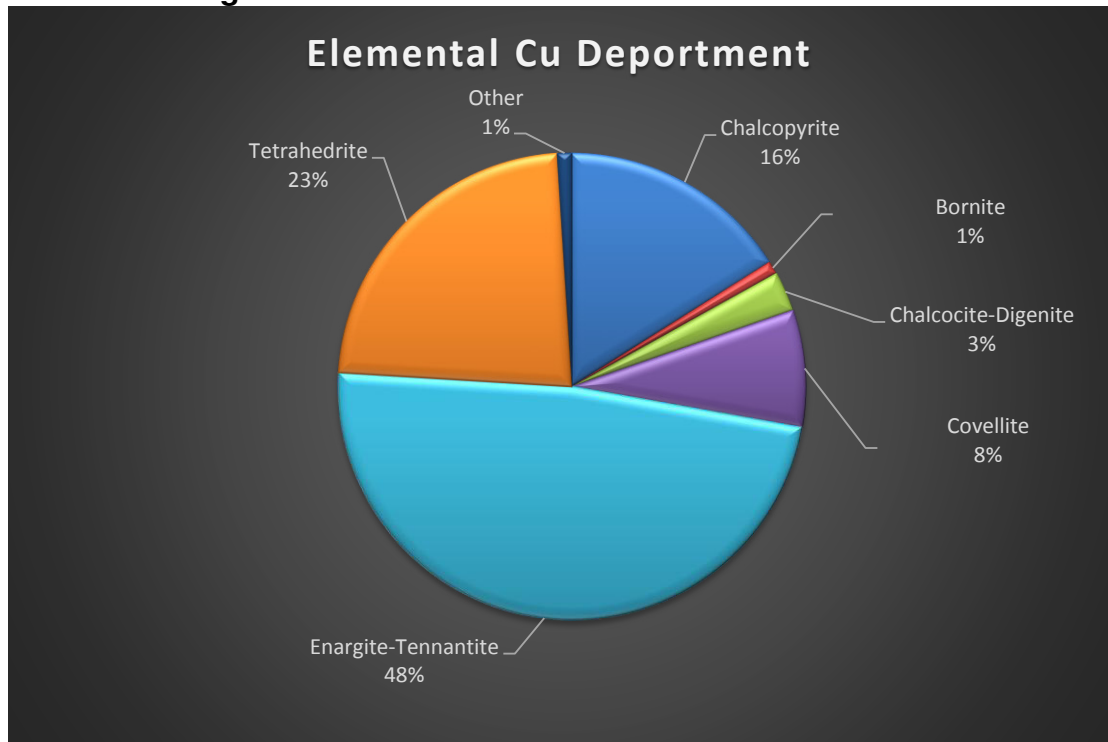


Fuente: (SGS, 2016)

#### **5.3.4 Minerales de cobre**

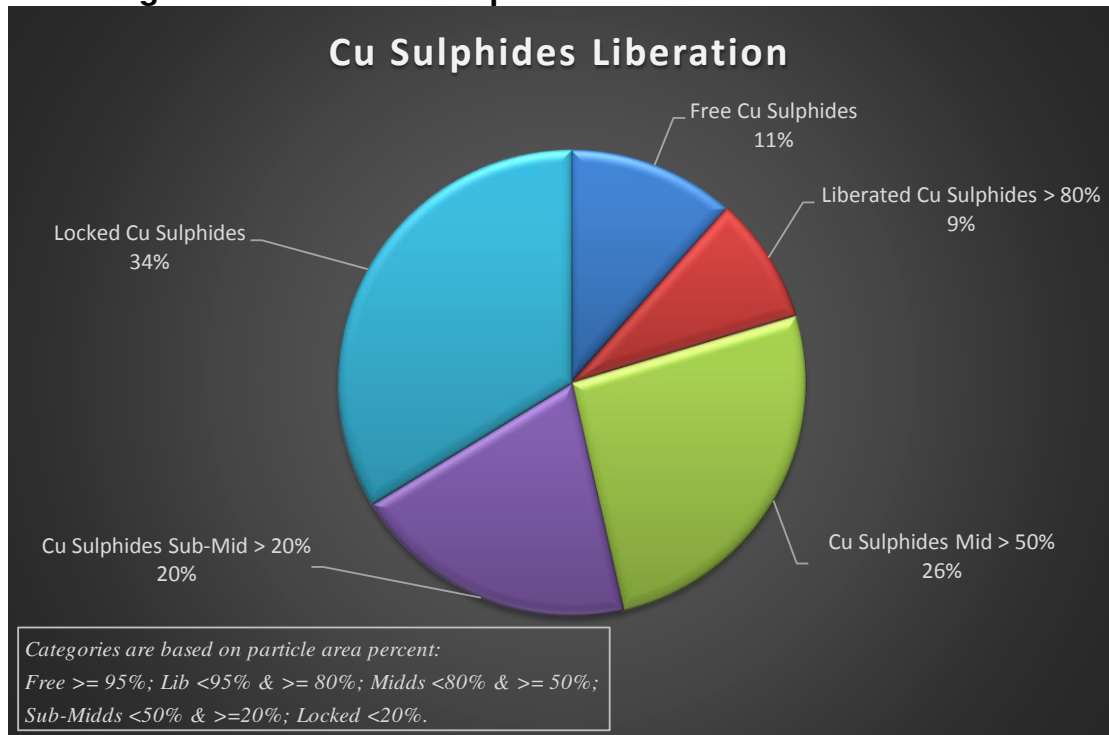
La Figura 10, muestra los principales minerales de cobre identificados en la muestra Compósito General donde se observa alta cantidad de cobre grises portadores de elementos nocivos como el arsénico y antimonio.

**Figura 10: Identificación de sulfuros de cobre**

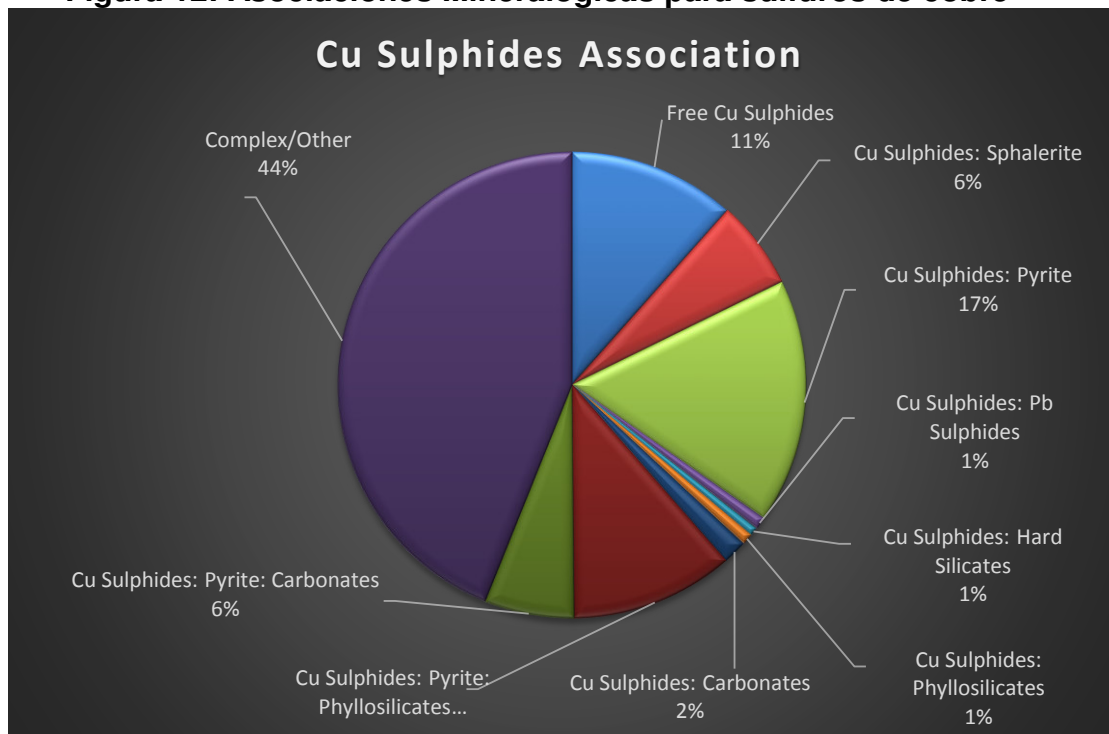


*Fuente: (SGS, 2016)*

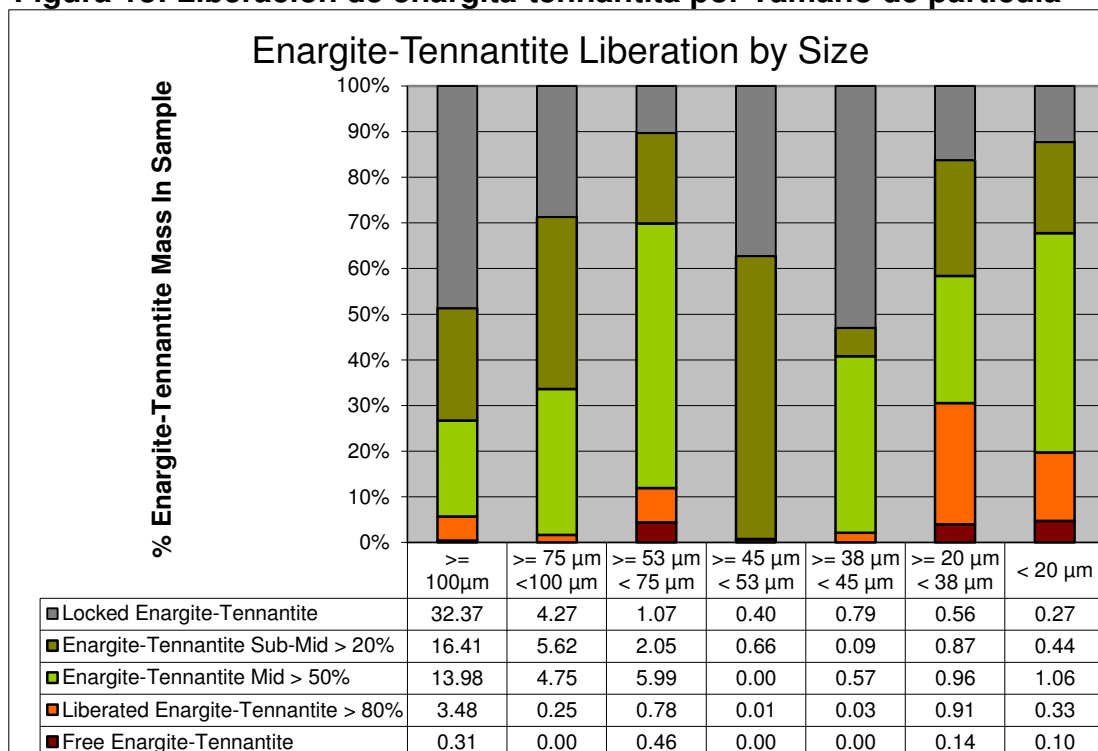
La Figura 11 y la Figura 12 muestran la liberación de las partículas así como las principales asociaciones mineralógicas para los sulfuros de cobre presente en la muestra. Asimismo la Figura 13, Figura 14, Figura 15 y Figura 16, indican los grados de liberación para las partículas de enargita-tennantita, tetraedrita, calcopirita y covelita respectivamente, en 5 rangos de tamaño de partícula desde 100  $\mu\text{m}$  hasta 20  $\mu\text{m}$ .

**Figura 11: Liberación de partículas de sulfuros de cobre**

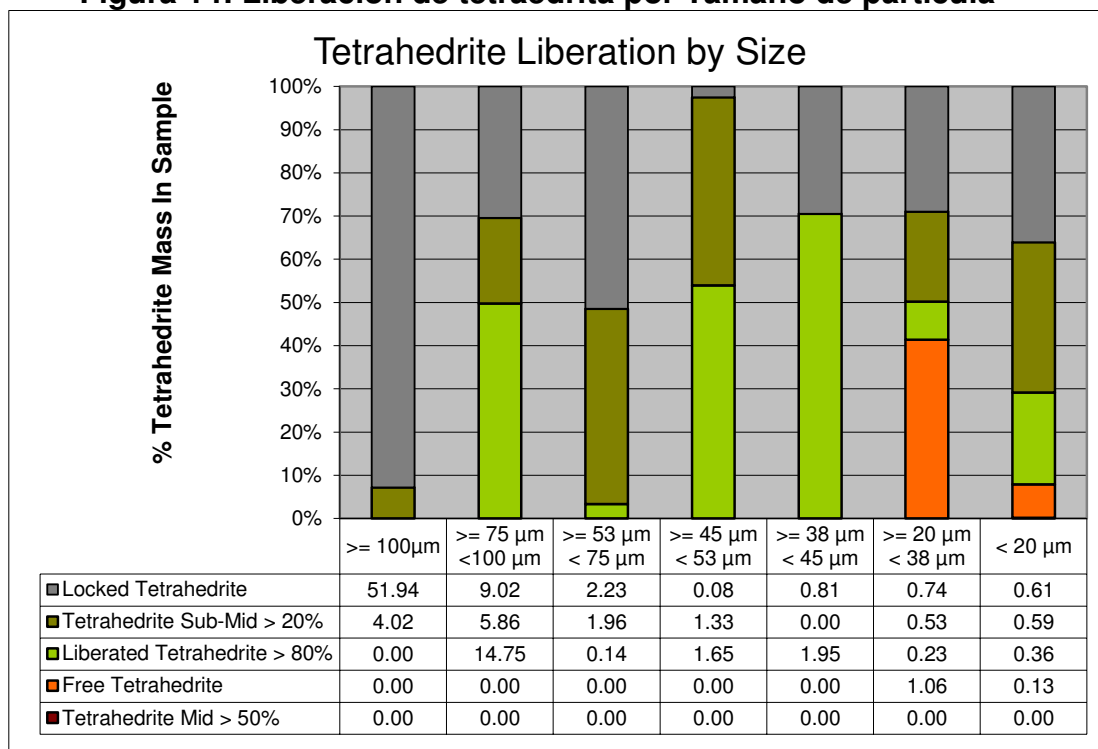
Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 12: Asociaciones Mineralógicas para sulfuros de cobre**

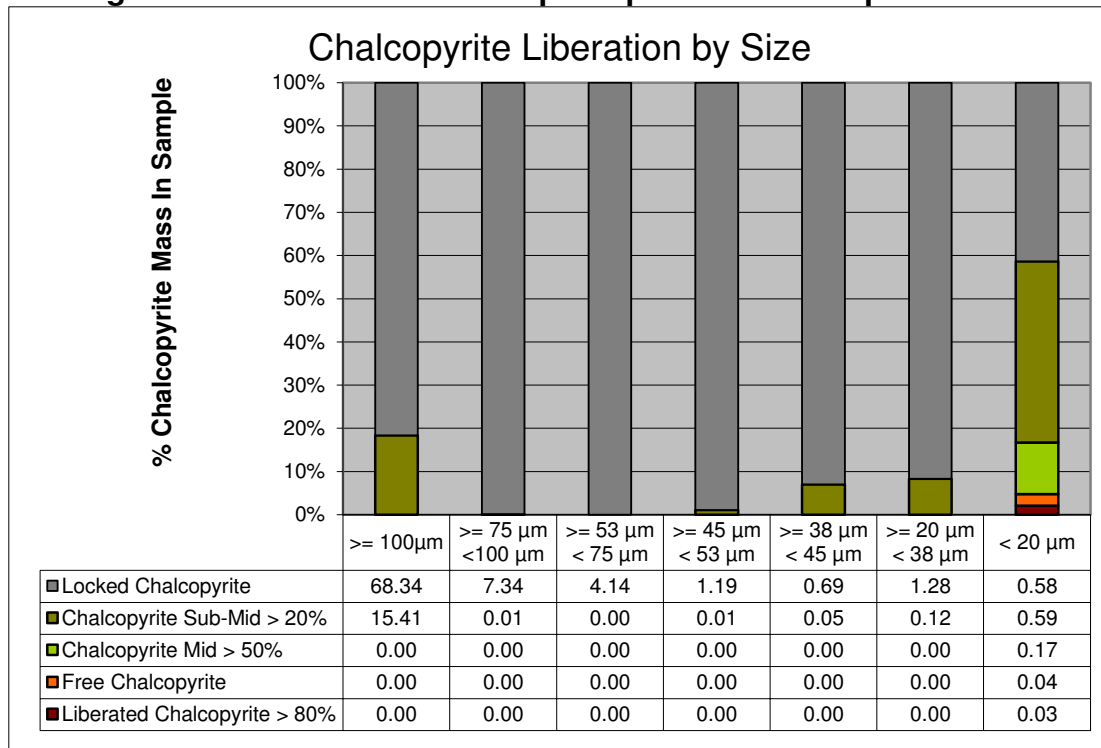
Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 13: Liberación de enargita-tennantita por Tamaño de partícula**

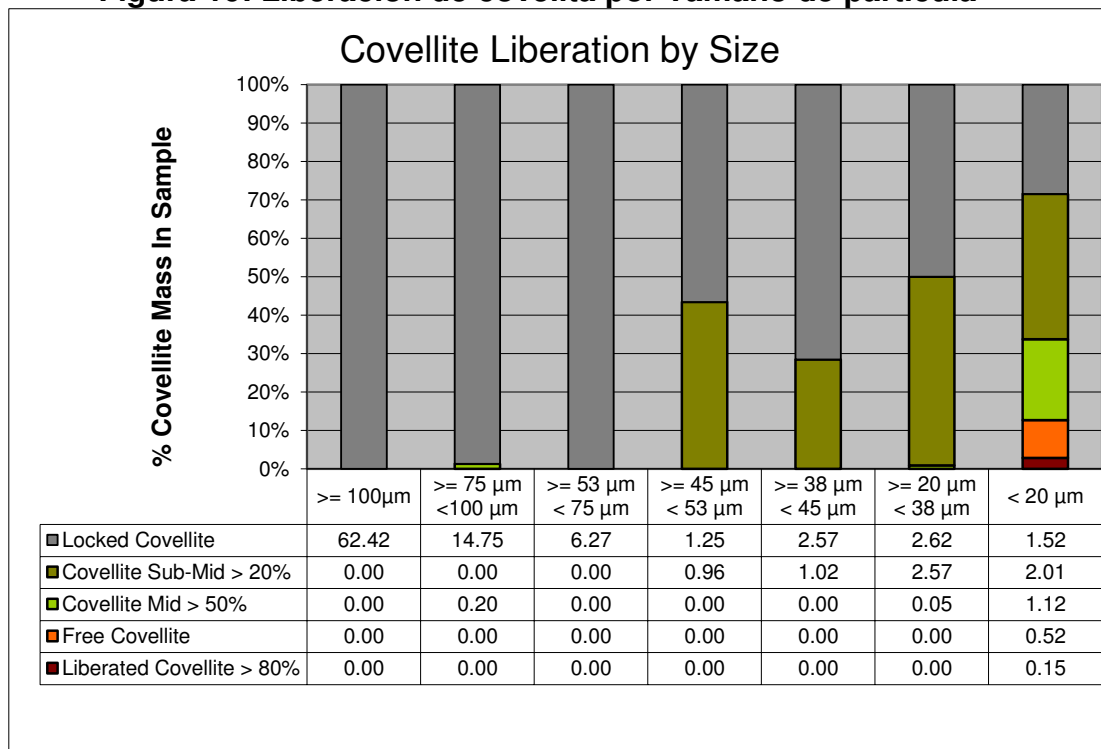
Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 14: Liberación de tetraedrita por Tamaño de partícula**

Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 15: Liberación de calcopirita por Tamaño de partícula**

Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 16: Liberación de covellita por Tamaño de partícula**

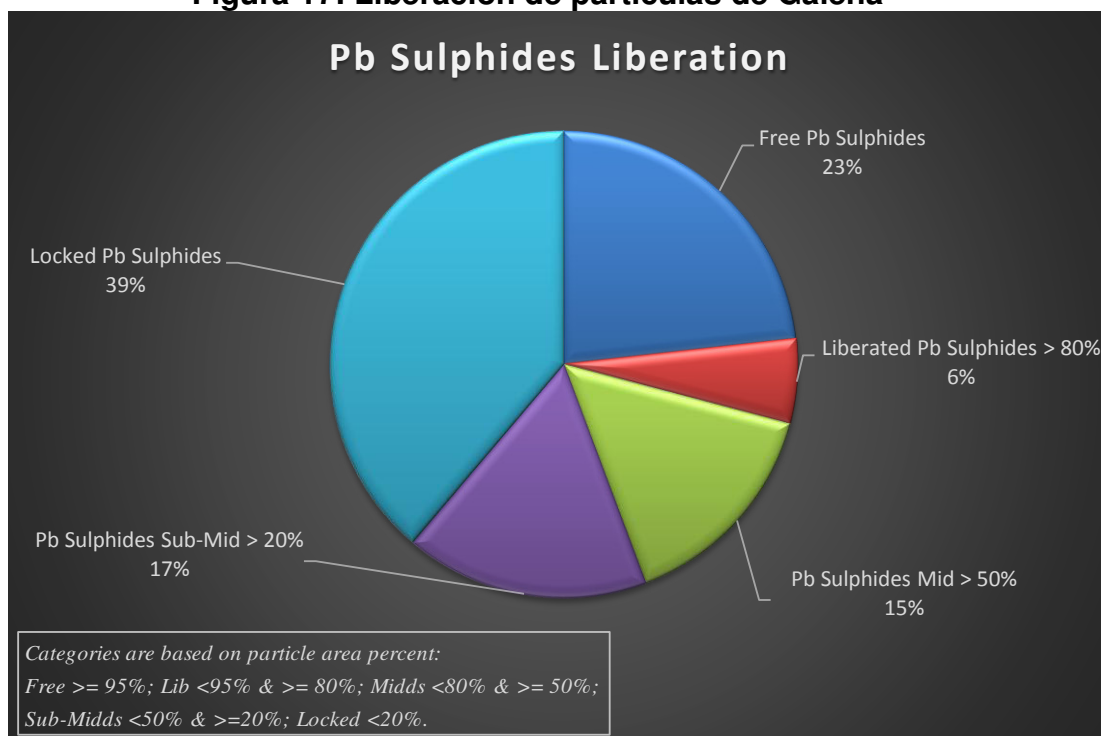
Fuente: (SGS, 2016)

### 5.3.5 Minerales de Plomo

Los contenidos de plomo están relacionados principalmente a la presencia de Galena (92.59%) y en menor cantidad Geocronita (7.33%).

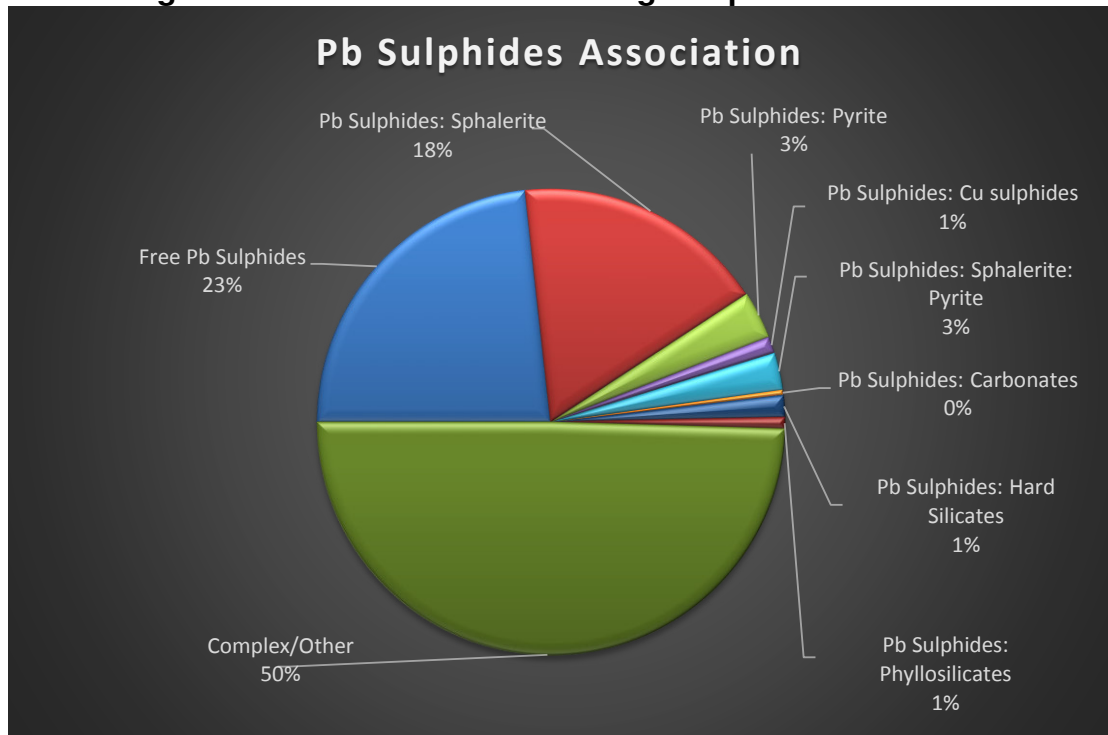
La Figura 17 y la Figura 18 indican también las cantidades de partículas de galena liberadas así como las principales asociaciones mineralógicas para las partículas de galena.

**Figura 17: Liberación de partículas de Galena**



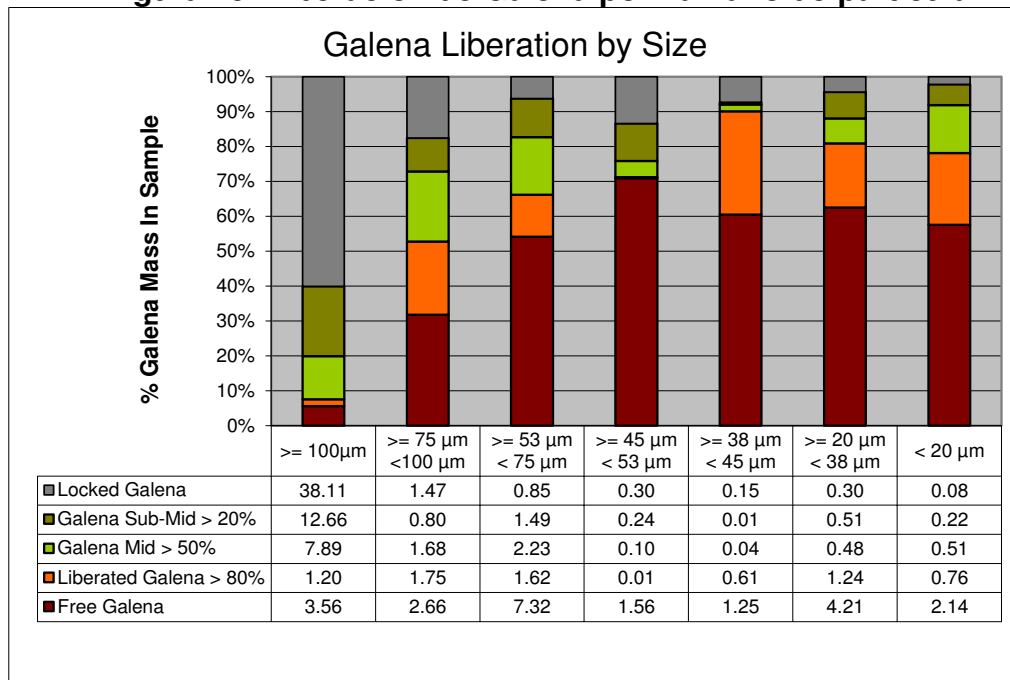
Fuente: (SGS, 2016)



**Figura 18: Asociaciones Mineralógicas para la Galena**

Fuente: (SGS, 2016)

La Figura 19 muestra la liberación de las partículas de galena en 5 rangos de tamaño de partícula.

**Figura 19: Liberación de Galena por Tamaño de partícula**

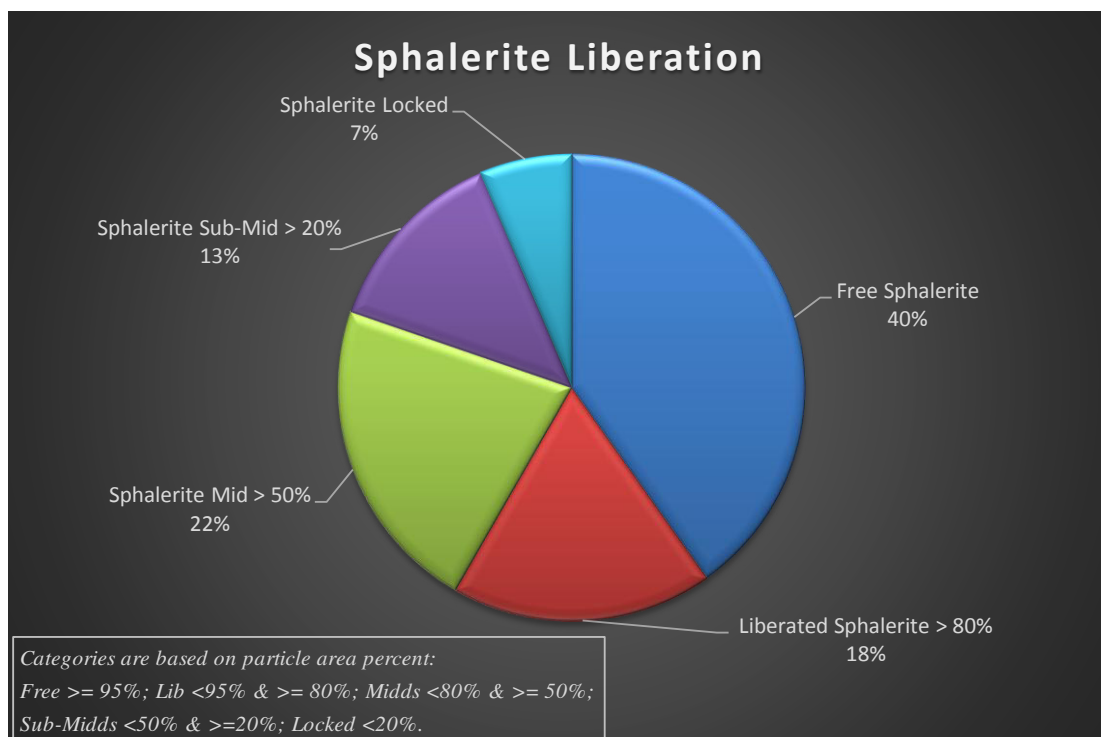
Fuente: (SGS, 2016)

### 5.3.6 Minerales de zinc

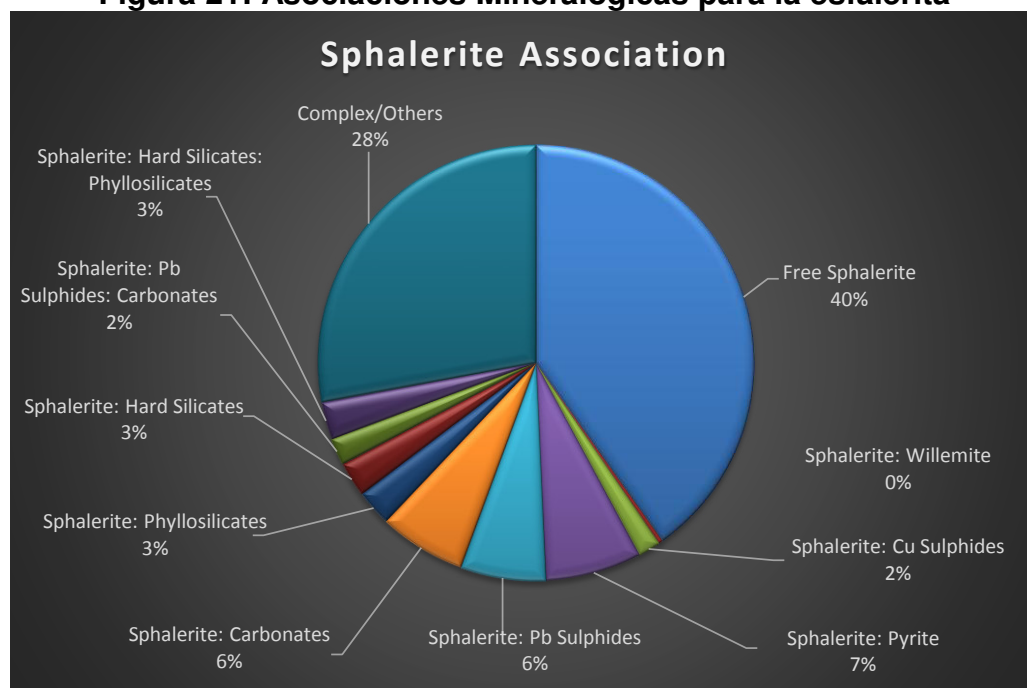
Los contenidos de zinc se deben principalmente a la presencia de Esfalerita (98.64%) y en menor cantidad por Smithsonita (1.35%).

La Figura 20 muestra la cuantificación de la liberación de las partículas de esfalerita y la Figura 21, indica las cantidades porcentuales relacionadas a las asociaciones mineralógicas de la esfalerita con otros minerales.

**Figura 20: Liberación de partículas de Esfalerita**

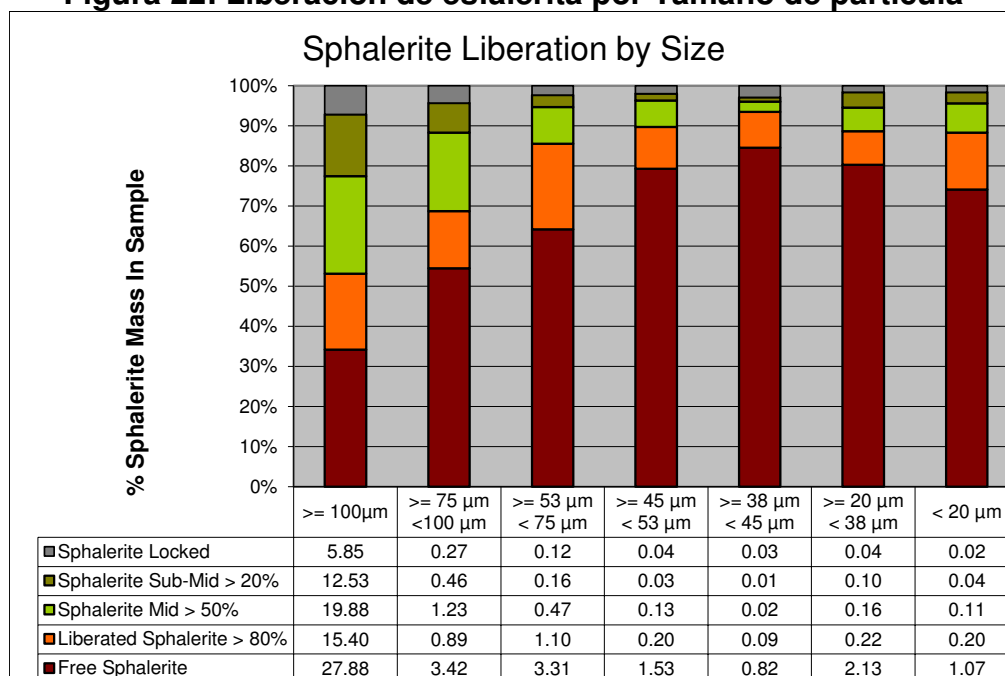


Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 21: Asociaciones Mineralógicas para la esfalerita**

*Fuente: (SGS, 2016)*

La Figura 22 muestra la liberación de la esfalerita en 5 rangos de tamaño de partícula desde 100  $\mu\text{m}$  hasta las 20  $\mu\text{m}$ .

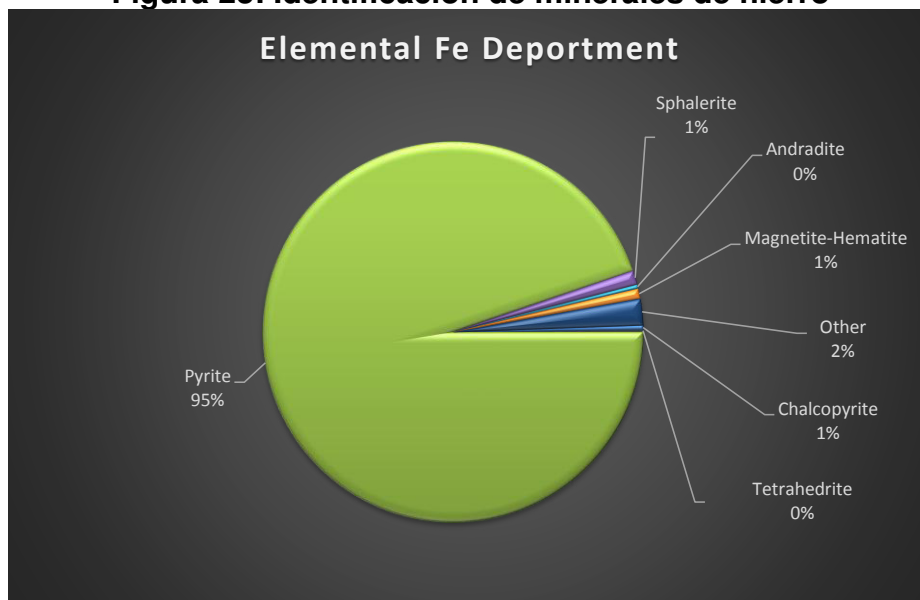
**Figura 22: Liberación de esfalerita por Tamaño de partícula**

*Fuente: (SGS, 2016)*

### 5.3.7 Minerales de hierro

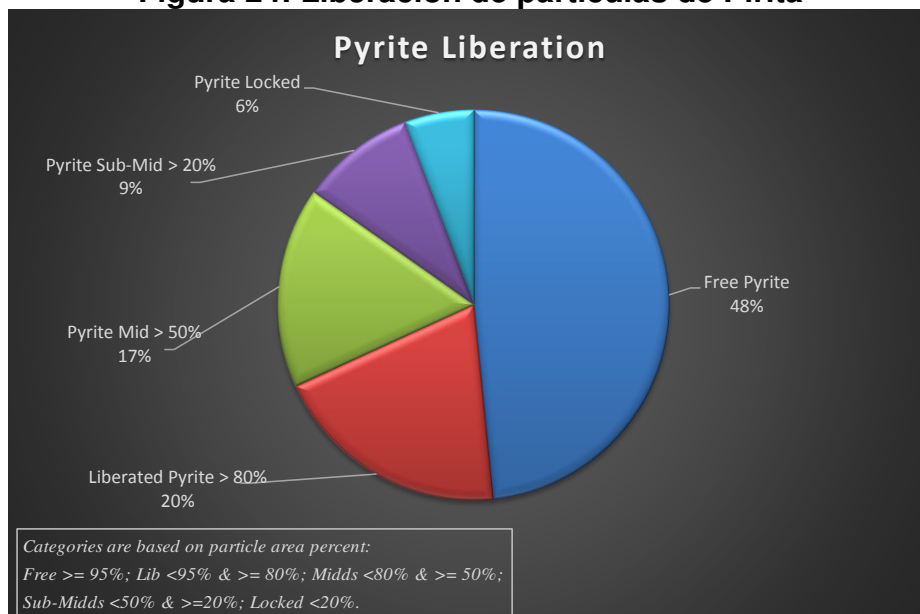
La Figura 23 presentan las principales minerales de hierro identificados en la muestra. La Figura 24 y la Figura 25 indican también grados de liberación y asociaciones mineralógicas para las partículas de pirita.

**Figura 23: Identificación de minerales de hierro**

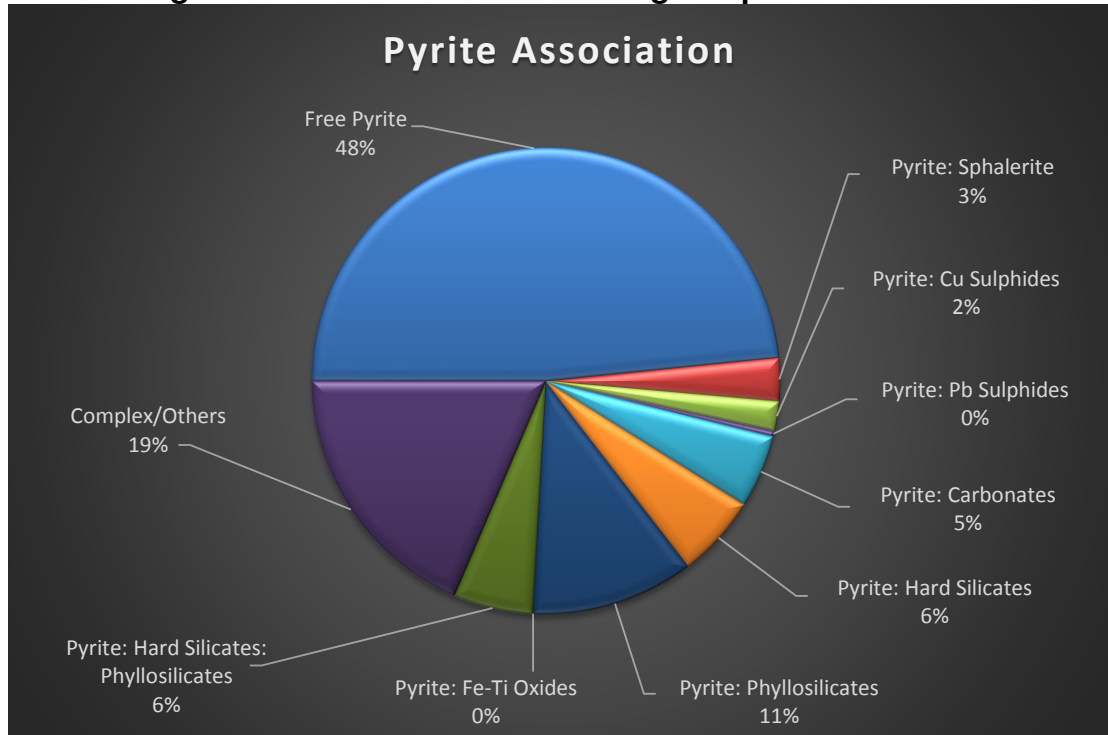


Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 24: Liberación de partículas de Pirita**



Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 25: Asociaciones Mineralógicas para la Pirita**

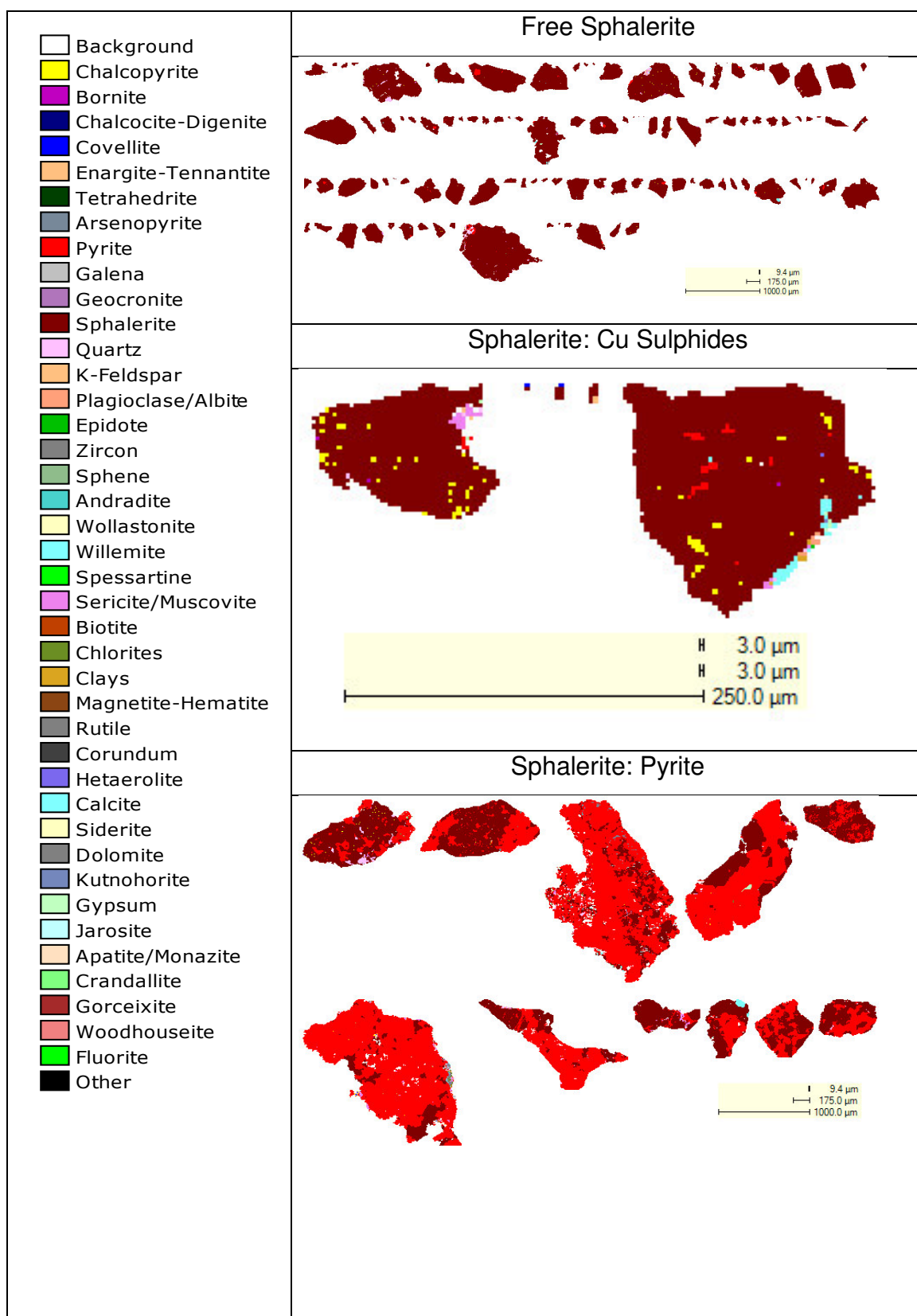
Fuente: (SGS, 2016)

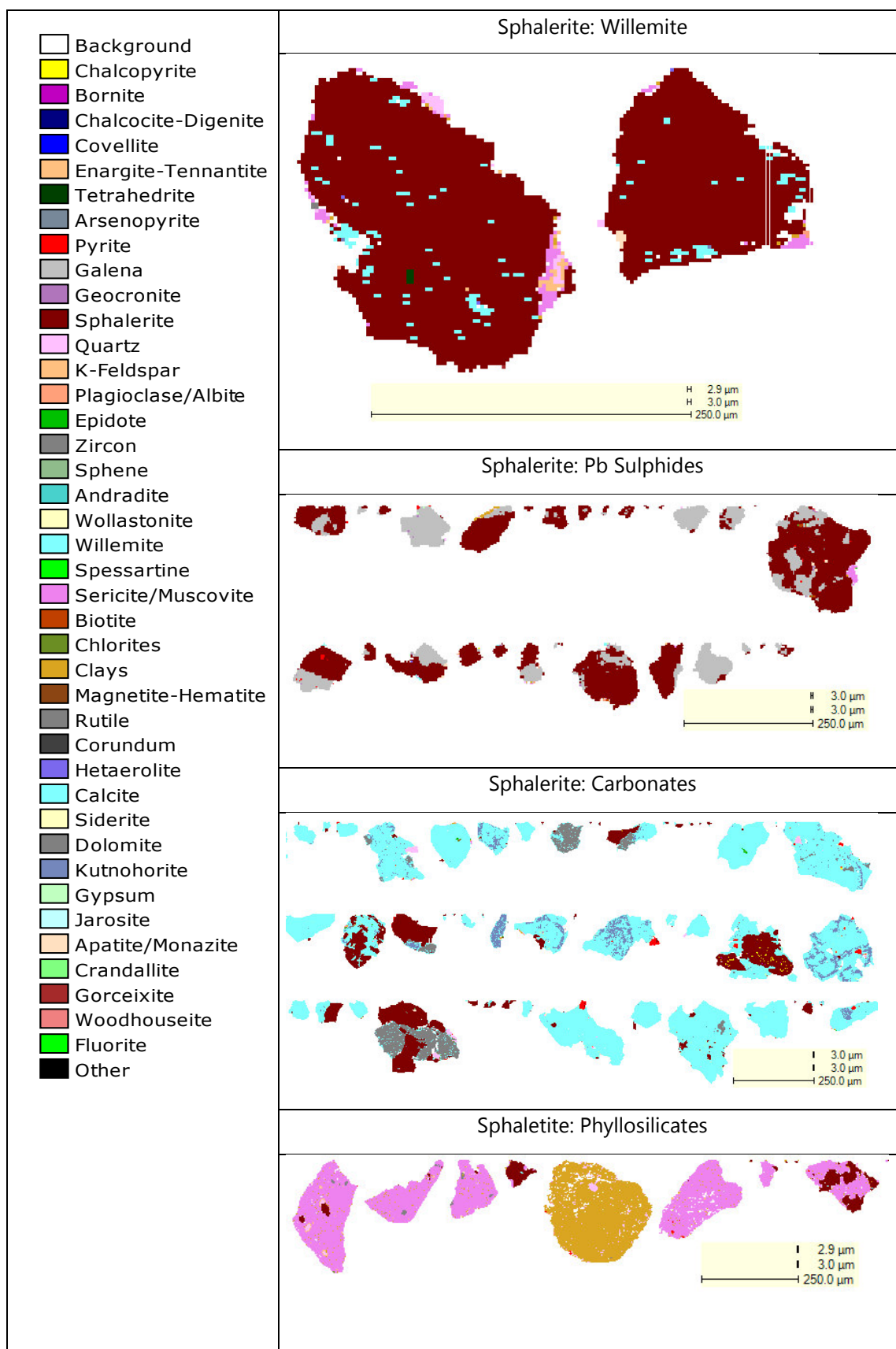
### 5.3.8 Imágenes de las principales asociaciones minerales

Las imágenes obtenidas por el método PMA (Particle Mineral Analysis) de la tecnología QEMSCAN para las principales asociaciones minerales son mostradas en esta sección ordenados de la siguiente forma:

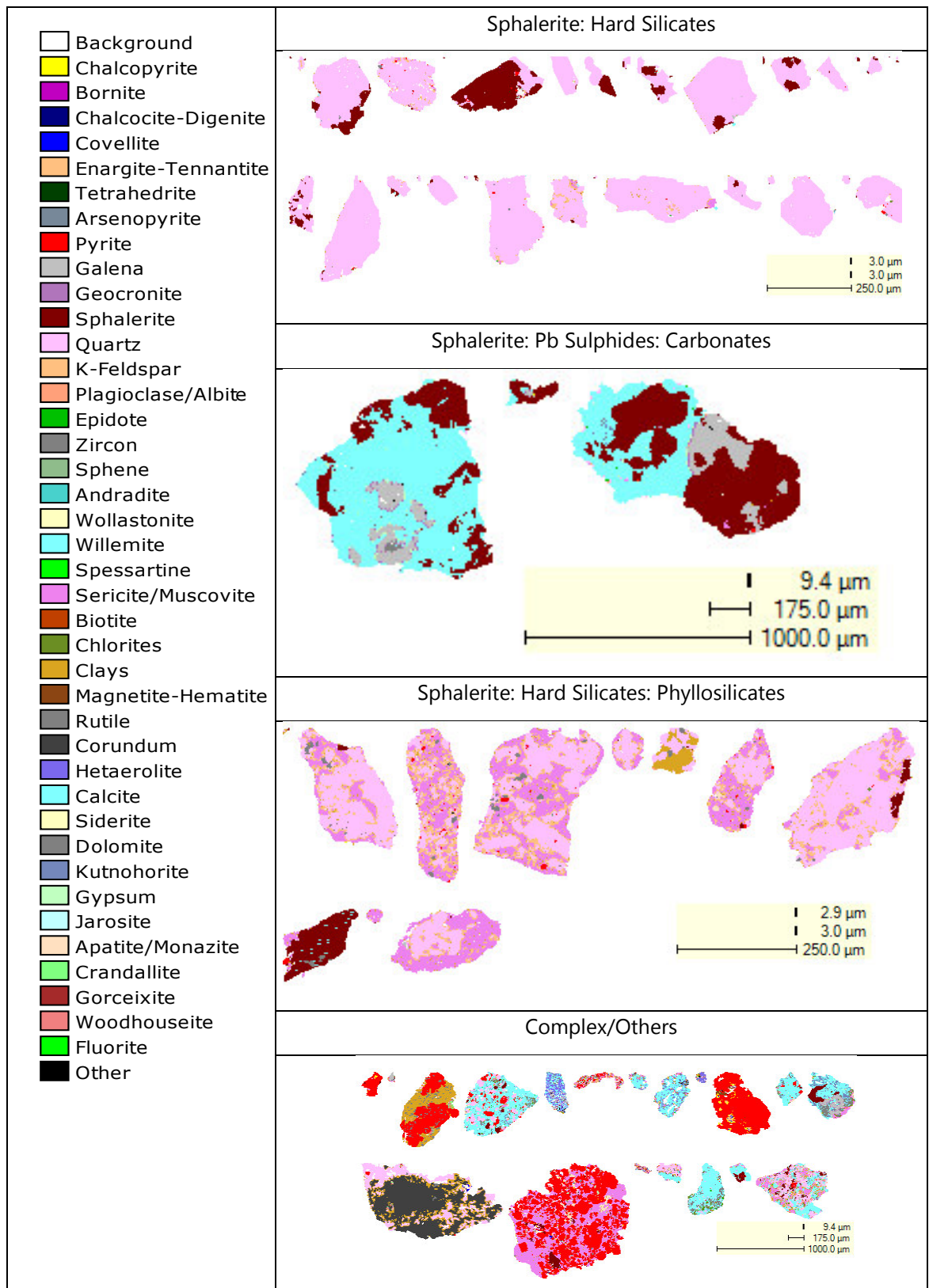
- Figura 26: Imágenes asociaciones minerales de la esfalerita.
- Figura 27: Imágenes asociaciones minerales de las sulfuros de cobre.
- Figura 28: Imágenes asociaciones minerales de la galena.
- Figura 29: Imágenes asociaciones minerales de la pirita.

**Figura 26: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la esfalerita**





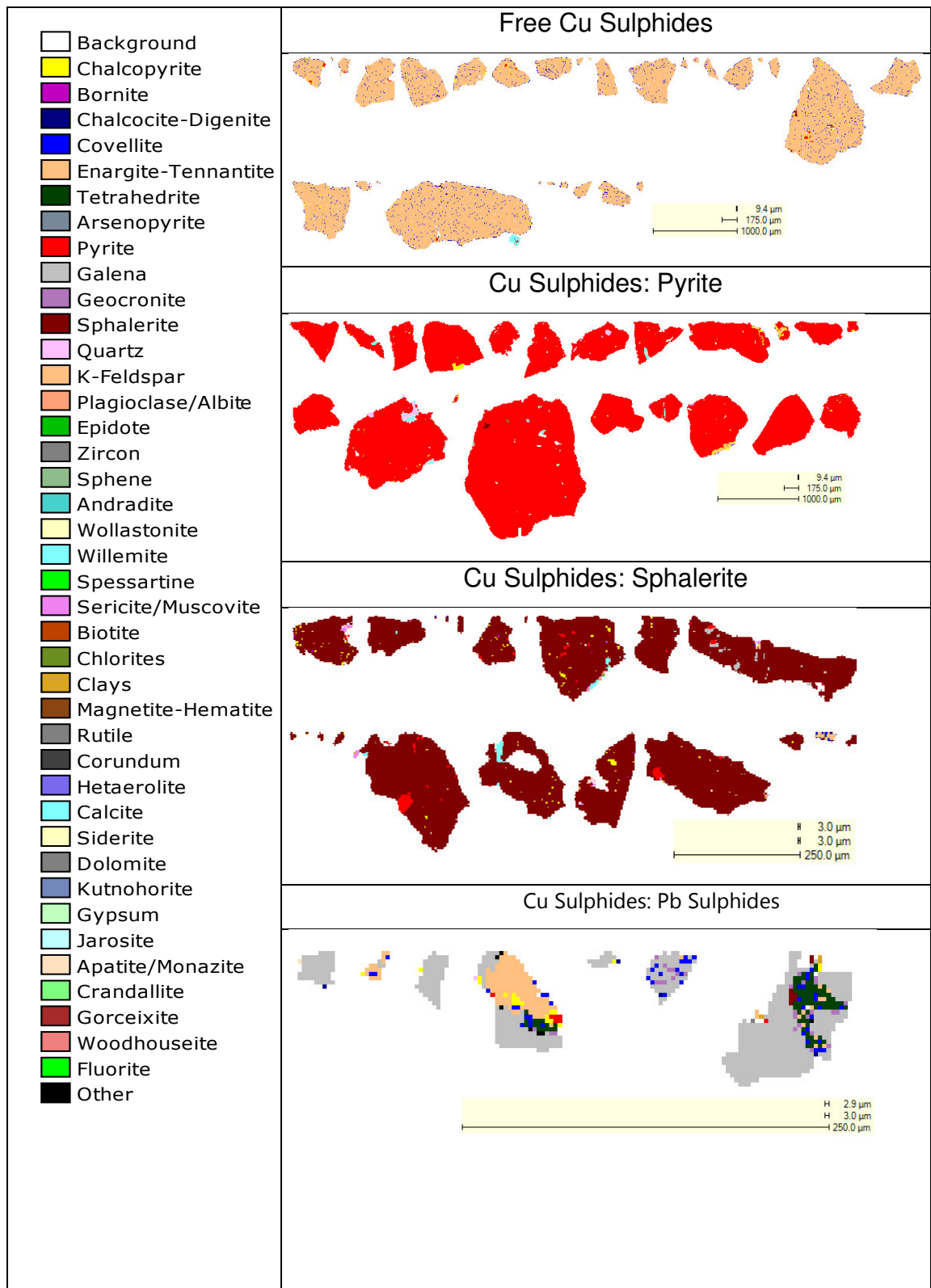


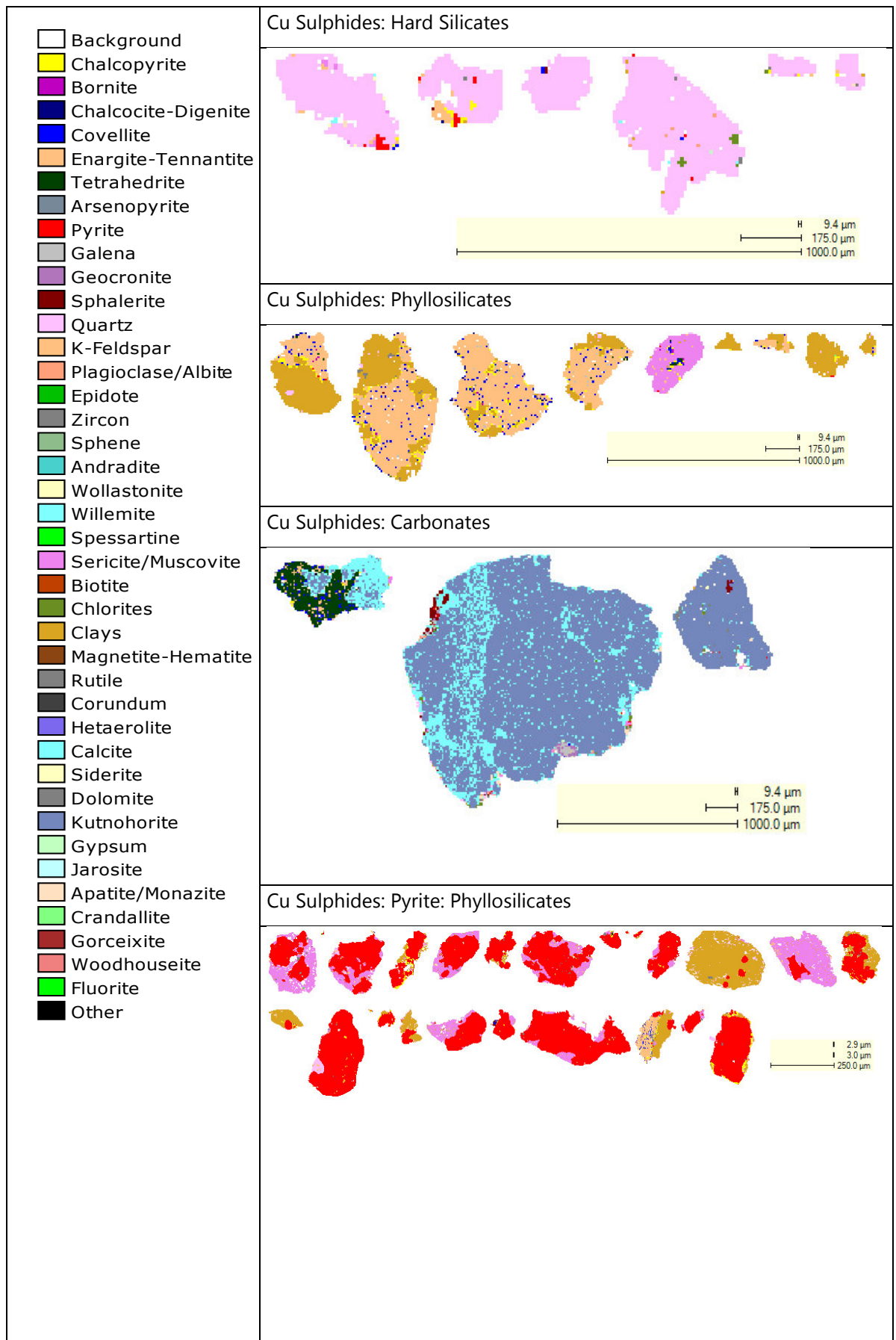


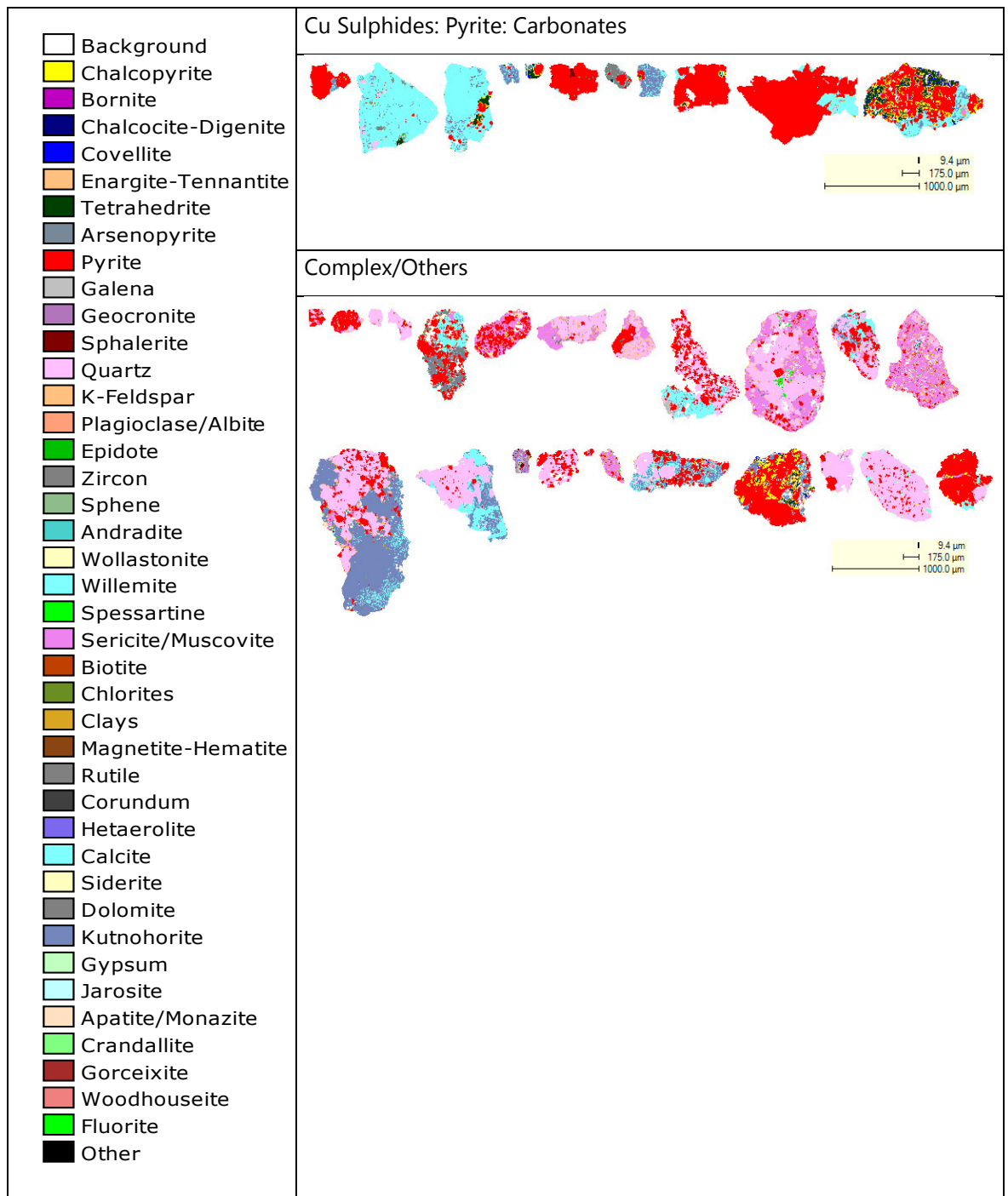
Fuente: (SGS, 2016)



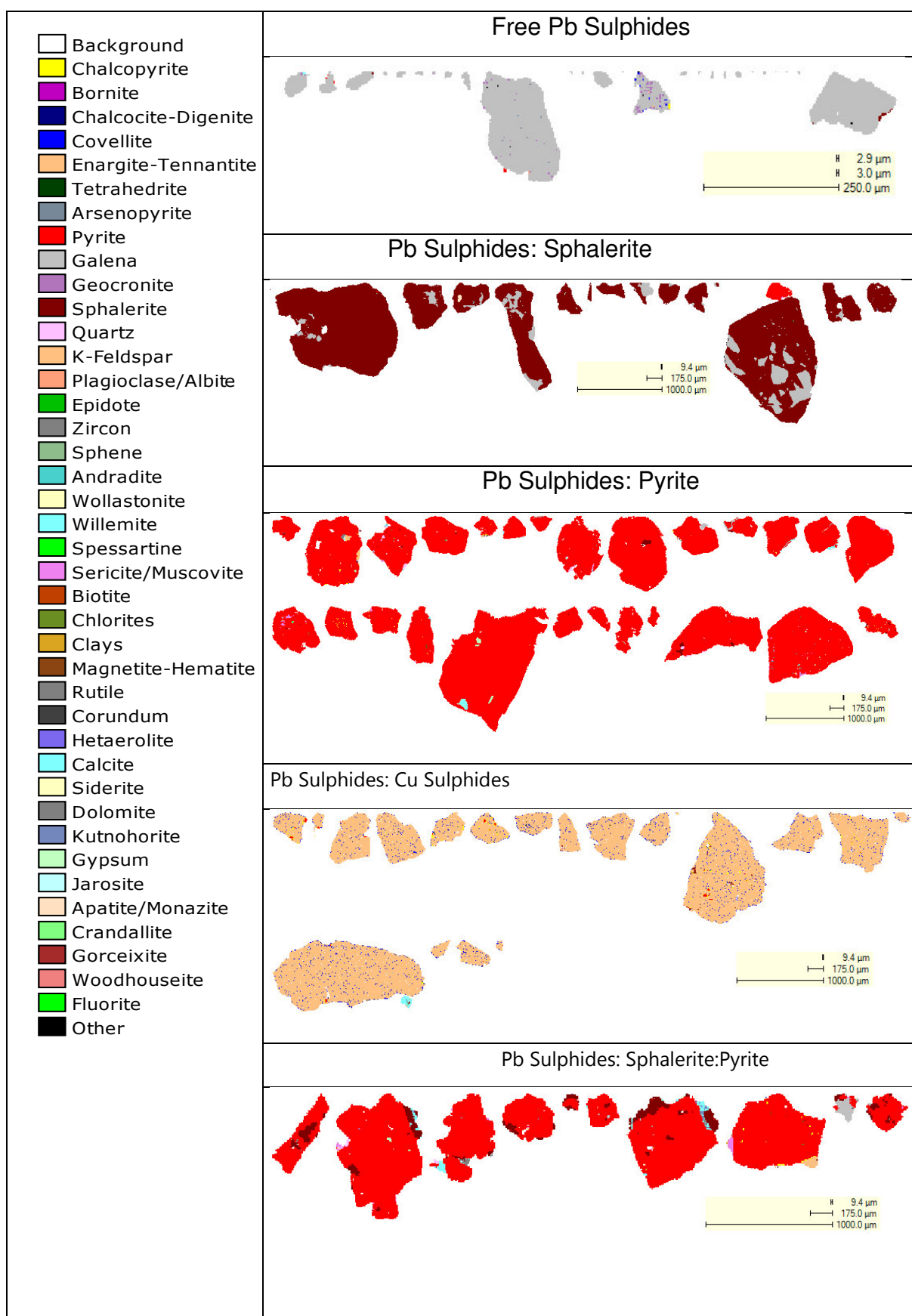
**Figura 27: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para los sulfuros de cobre**

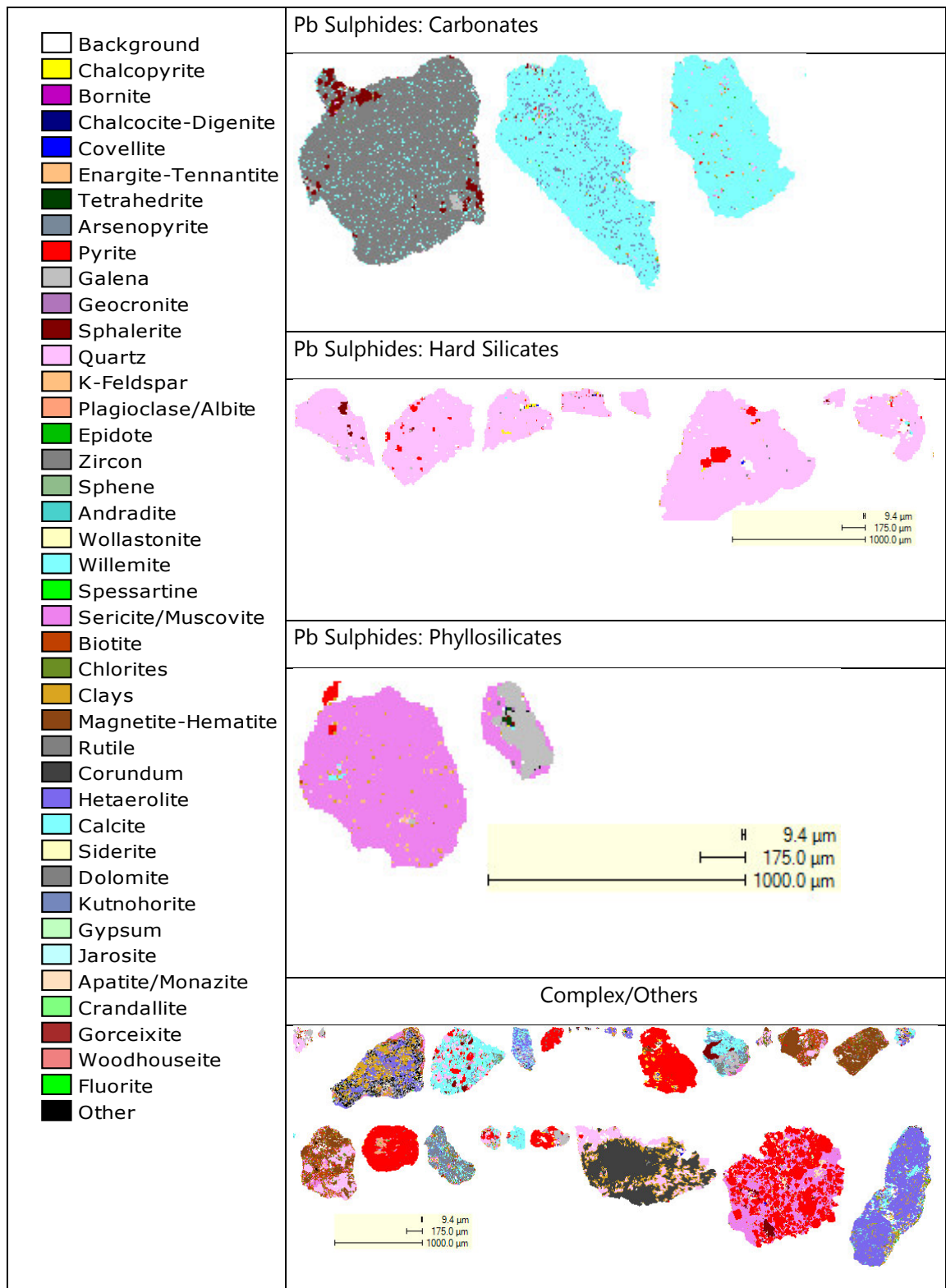






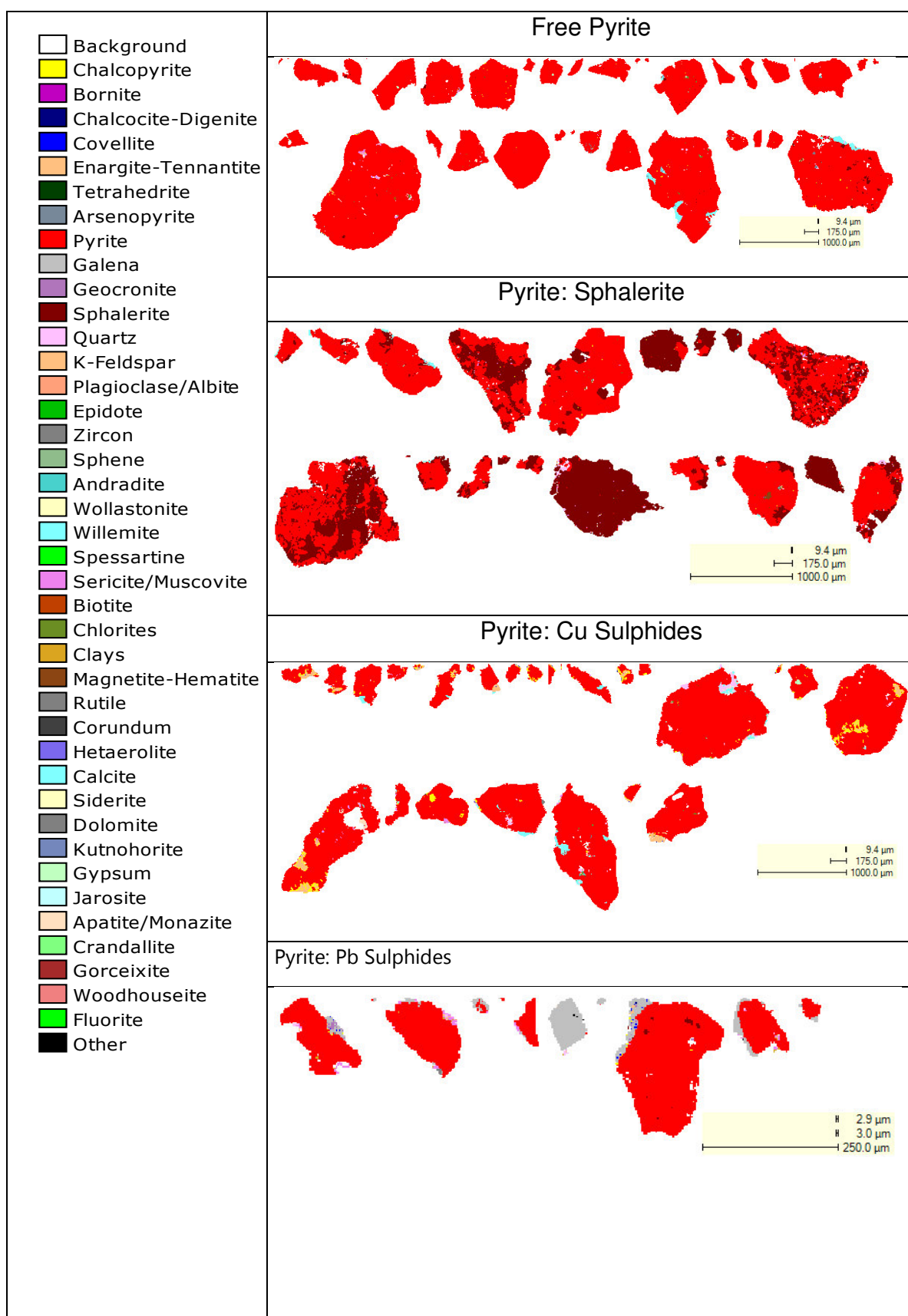
Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 28: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la galena**

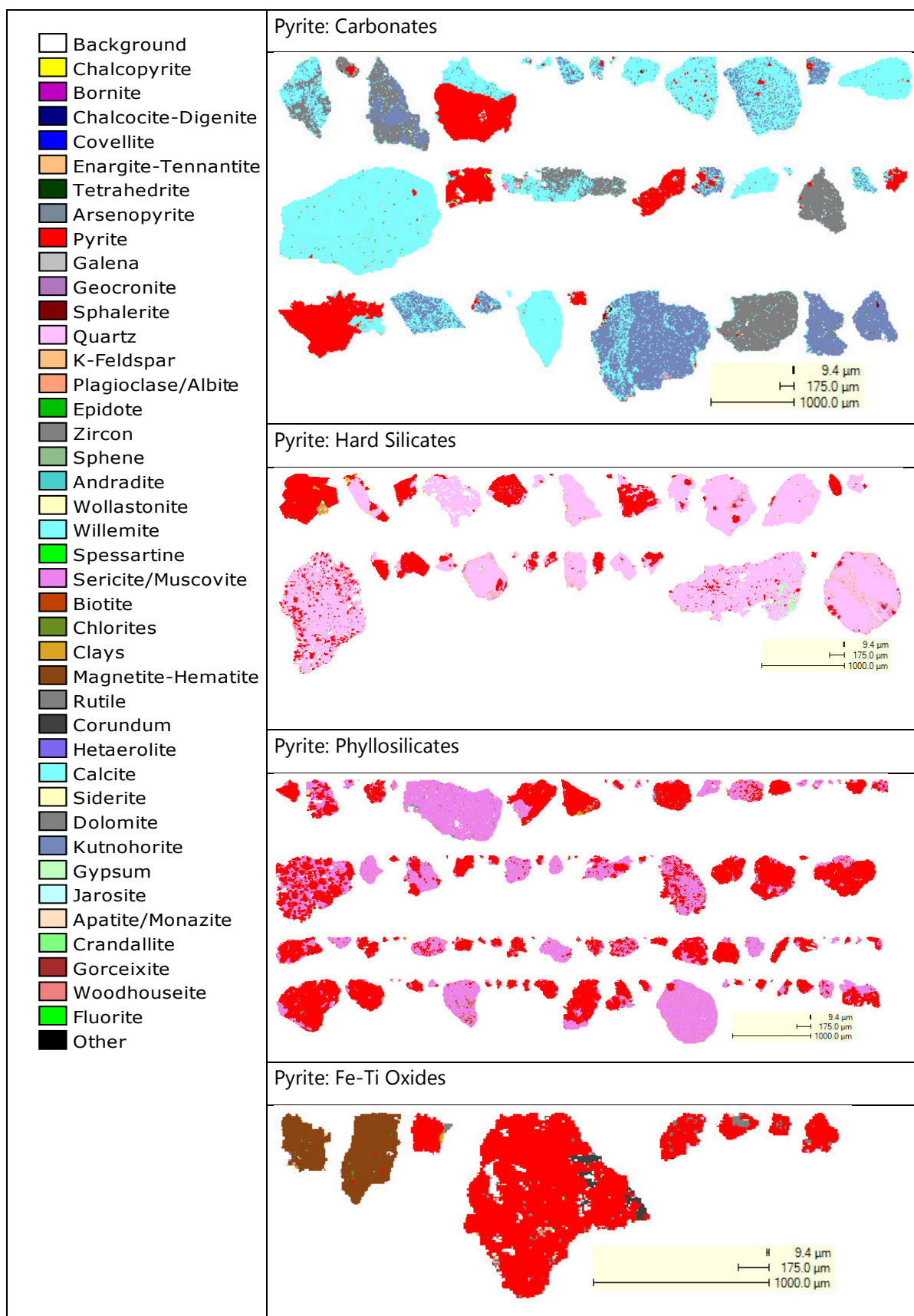


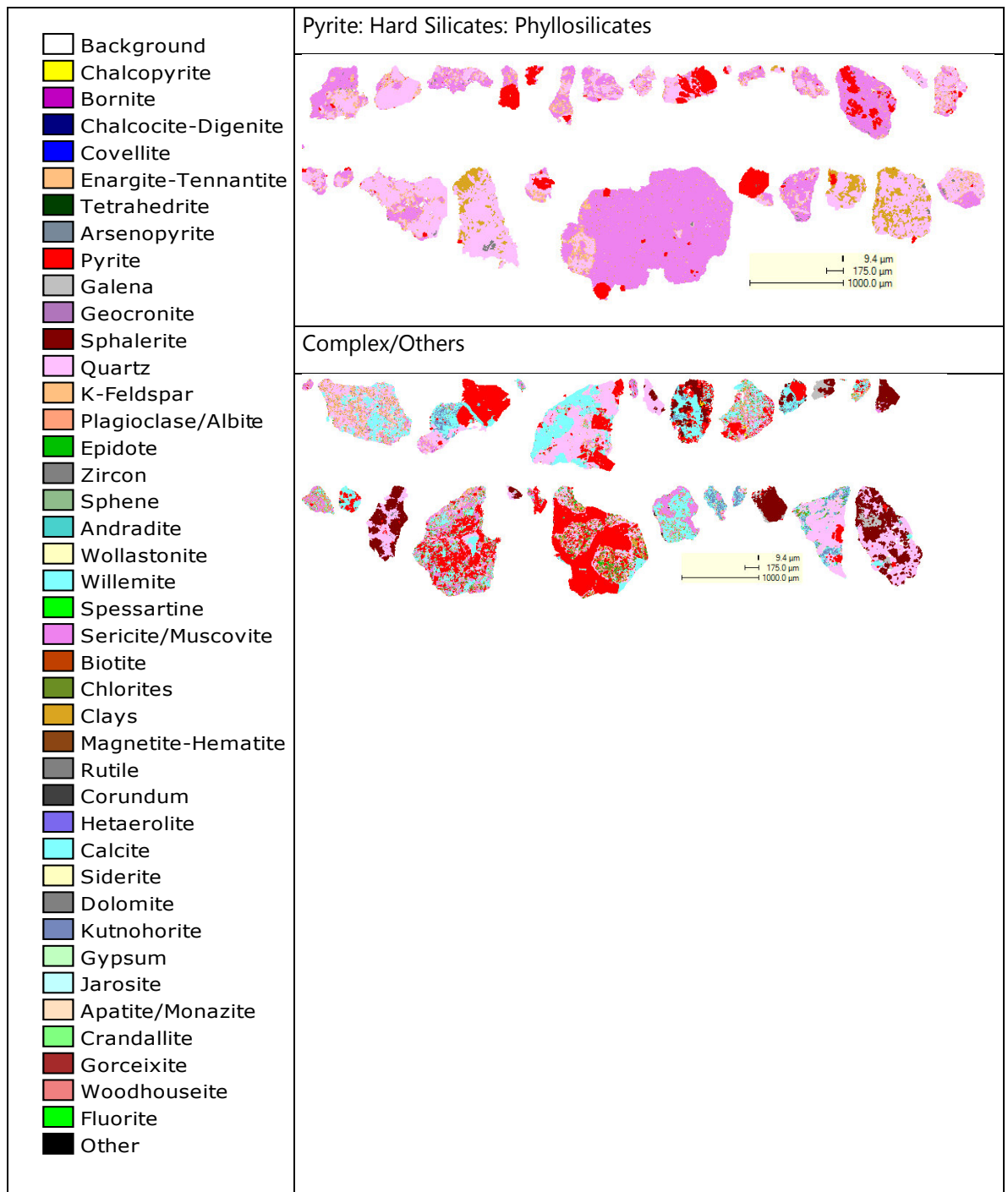
Fuente: (SGS, 2016)

**Figura 29: Imágenes Asociaciones Mineralógicas para la pirita**









Fuente: (SGS, 2016)



### **5.3.9 Análisis Metalúrgico de la Caracterización Mineralógica**

De la cuantificación de la liberación de partículas y de las principales asociaciones mineralógicas de los minerales de plomo, cobre, zinc se resalta lo siguiente:

- Alta cantidad de pirita (28.30%) como principal componente de ganga para el proceso de flotación la cual requerirá una correcta dosificación de reactivos depresores en el circuito bulk.
- Alta cantidad de partículas de sulfuros de plomo y cobre encapsulados o diseminados (Locked Pb Sulphides 39%, Locked Cu Sulphides 34%), y asociaciones mineralógicas Pb-Zn, Cu-Zn, Cu-Fe que demandaría aplicar remolienda a tamaños de partícula P<sub>80</sub> menor a 53 µm al concentrado rougher bulk Cu-Pb y al concentrado rougher zinc para liberación de partículas y lograr calidades de concentrados comerciáveis.
- También se aprecia considerables cantidad de asociaciones complejas de la galena (50%) y de sulfuros de cobre (44%) que limitarían la recuperación del plomo y cobre en el proceso.
- Para el zinc no se presentaría dificultad para su recuperación metalúrgica dada la apreciable cantidad de partículas libres y cantidades pequeñas de partículas encapsuladas o en asociaciones complejas.

## CAPITULO VI: PRUEBAS EXPERIMENTALES

Se realizó pruebas de concentración por flotación con la muestra representativa debido a que las especies mineralógicas en la que se presentan el cobre (principalmente calcopirita, tennantita y tetraedrita), plomo (galena y geocronita), zinc (esfalerita) son factibles de separarlos selectivamente por medio de la concentración por flotación. El objetivo principal para estas pruebas fue definir las condiciones de operación para lograr la mayor recuperación y concentrados de calidades comerciables de cobre, plomo y zinc, evaluando las variables más influyentes en la flotación de estos minerales complejos.

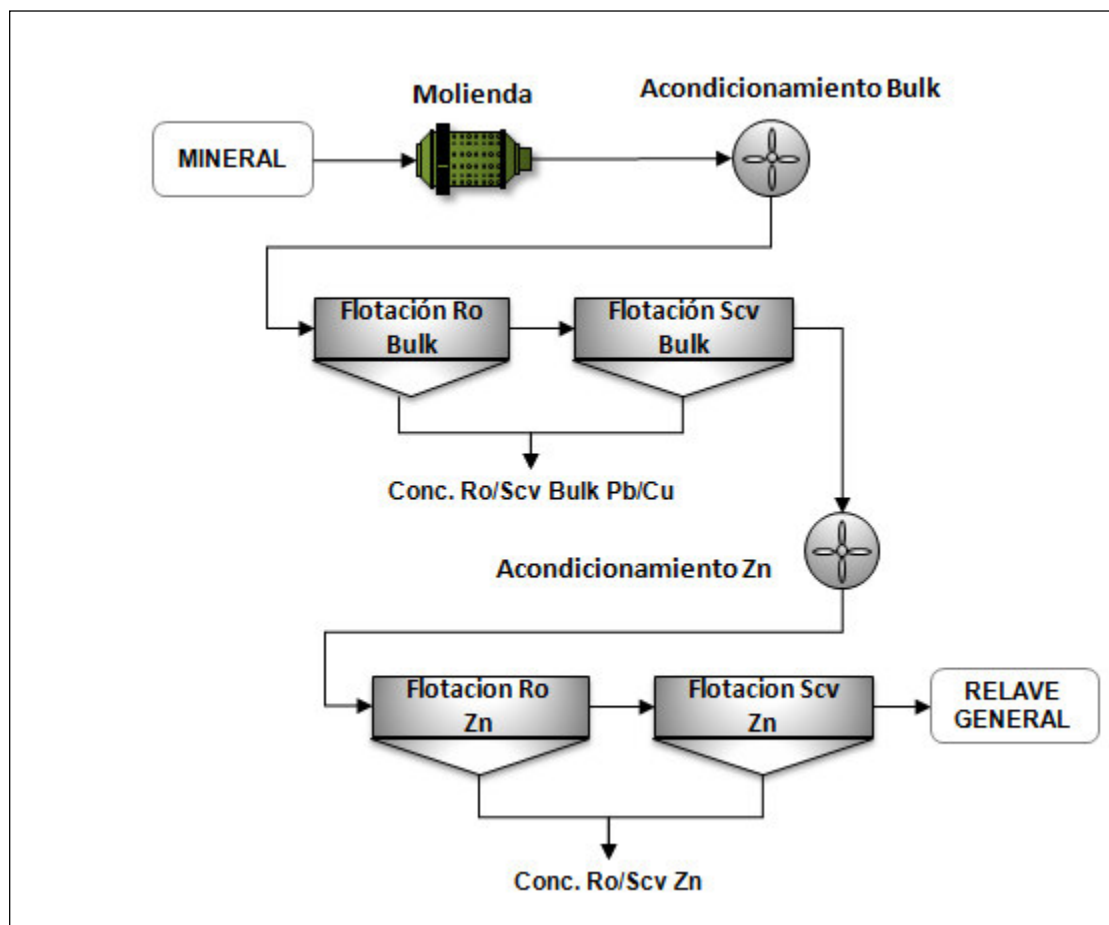
### 6.1 Pruebas de Flotación Rougher.

Estas pruebas se desarrollaron siguiendo los procesos que se describen en el diagrama de flujos de la Figura 30, el cual consiste básicamente en dos circuitos de flotación que se describen brevemente a continuación:

Circuito bulk Cu-Pb: En donde los minerales de plomo y cobre son flotados para la obtención de un concentrado bulk Cu-Pb y deprimiéndose los minerales de zinc.

Circuito zinc: Donde luego de activar con  $\text{CuSO}_4$  los minerales deprimidos de zinc estos son flotados para producir un concentrado de zinc.

**Figura 30: Diagrama de flujo para Pruebas de Flotación Rougher**



Fuente: Elaboración propia

Se realizaron 9 pruebas de flotación para el circuito bulk Cu-Pb, según se detalla en la matriz de pruebas del Cuadro N° 9, con el fin de determinar la influencia de las siguientes variables en la depresión de los minerales de zinc y en la recuperación del cobre y plomo en el concentrado bulk Cu-Pb:

- *Test 1 al Test 3:* Influencia de la dosificación de reactivos depresores de esfalerita ( $\text{NaCN}$  y  $\text{ZnSO}_4$ ), realizando la flotación a pH 8.5.
- *Test 4 al Test 6:* Influencia de la dosificación de reactivos depresores de esfalerita ( $\text{NaCN}$  y  $\text{ZnSO}_4$ ), realizando la flotación a pH 9.5.
- *Test 7 al Test 9:* Influencia del tamaño de molienda  $P_{80}$  en la recuperación de cobre y plomo en el concentrado bulk Cu-Pb.

**Cuadro N° 9: Pruebas Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb**

Prueba	Condiciones Operativas			Dosificación Reactivos, g/t				
	P <sub>80</sub> , um	pH Pulpa	Tiempo de Flot, min	ZnSO <sub>4</sub>	NaCN	Z-11	AP-3418	MIBC
Test 1	100	8.5	5	400	75	12	15	25
Test 2	100	8.5	5	400	100	12	0	25
Test 3	100	8.5	5	500	125	12	0	25
Test 4	100	9.5	5	500	125	12	0	25
Test 5	100	9.5	6	400	100	0	12	15
Test 6	100	9.5	6	400	150	12	0	15
Test 7	125	9.5	6	400	100	12	0	15
Test 8	75	9.5	6	400	100	12	0	15
Test 9	100	9.5	6	400	100	12	0	20

*Fuente: Elaboración propia*

Por otra parte, las condiciones propuestas para las pruebas de flotación en el circuito zinc, se detallan en la Cuadro N° 10. Se establecieron un total de 4 pruebas de flotación para la obtención de un concentrado rougher de zinc a partir de la flotación de los relaves del circuito bulk Cu-Pb, evaluando la influencia de las variables como dosificación de CuSO<sub>4</sub> y Z-11 en la recuperación del zinc.

**Cuadro N° 10: Pruebas Rougher Circuito zinc**

Prueba	Condiciones Operativas		Dosificación Reactivos, g/t		
	pH zinc	Tiempo de Flot, min	CuSO <sub>4</sub>	Z-11	MIBC
Test 1	11	8	100	17	25
Test 2	11	8	160	7	25
Test 3	11	8	110	7	25
Test 9	11	8	160	5	15

*Fuente: Elaboración propia*

## 6.2 Resultados de las pruebas de Flotación Rougher

### 6.2.1 Circuito bulk Cu-Pb

El Cuadro N° 11 presenta las respuestas de calidad de concentrado y recuperación para el cobre, plomo, zinc y hierro en el concentrado bulk Cu-Pb, donde la mejor respuesta metalúrgica se obtienen en la prueba *Test 9*, con recuperaciones de 77.10% y 90.29% para el cobre y plomo respectivamente. Las leyes obtenidas en este bulk Cu-Pb fueron 3.54 % en cobre, 14.77 % en plomo, 12.69% en zinc y 13% en hierro.

**Cuadro N° 11: Resultados Pruebas de Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb**

Prueba	Circuito bulk Cu-Pb								
	Ratio Conc.	Ley Cu, %	Rec. Cu, %	Ley Pb, %	Rec. Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Zn, %	Ley Fe, %	Rec. Fe, %
Test 1	15.16	3.59	82.76	15.08	92.09	17.44	37.71	10.31	5.57
Test 2	25.95	4.11	70.45	19.19	87.15	13.21	17.26	11.51	3.68
Test 3	23.70	4.26	71.09	19.31	88.55	11.41	16.15	11.11	3.88
Test 4	26.76	3.85	55.67	21.90	87.63	11.33	14.05	9.52	2.82
Test 5	21.02	3.68	72.42	17.21	90.52	12.57	20.67	10.89	4.92
Test 6	24.91	4.16	67.18	20.61	88.68	11.07	15.16	10.34	3.58
Test 7	25.73	3.94	64.16	19.72	85.98	13.41	18.49	9.81	3.64
Test 8	25.46	4.53	67.30	21.39	88.83	10.68	13.92	10.25	3.33
Test 9	17.63	3.54	77.10	14.77	90.29	11.97	22.05	12.69	5.81

Fuente: Elaboración propia

### 6.2.2 Circuito zinc

El Cuadro N° 12 sintetiza los resultados de leyes y recuperaciones en el circuito zinc; se observa recuperaciones mayores al 75% con leyes de zinc alrededor del 30% obtenido en este concentrado rougher. Si bien los resultados entre las pruebas *Test 2* y *Test 3* son similares, se considera la prueba *Test 3* la de mejor respuesta metalúrgica por presentar menor contenido de hierro, plomo y cobre.

**Cuadro N° 12: Resultados Flotación Rougher/Scavenger Circuito zinc**

Prueba	Circuito zinc								
	Ratio Conc.	Ley Cu, %	Rec. Cu, %	Ley Pb, %	Rec. Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Zn, %	Ley Fe, %	Rec. Fe, %
Test 1	14.56	0.31	7.56	0.36	2.30	26.41	59.45	8.48	4.77
Test 2	13.48	0.47	15.34	0.63	5.53	31.70	79.73	8.79	5.41
Test 3	12.94	0.48	14.62	0.45	3.79	29.97	77.65	7.81	4.99
Test 9	12.55	0.38	11.63	0.48	4.12	29.26	75.71	8.24	5.30

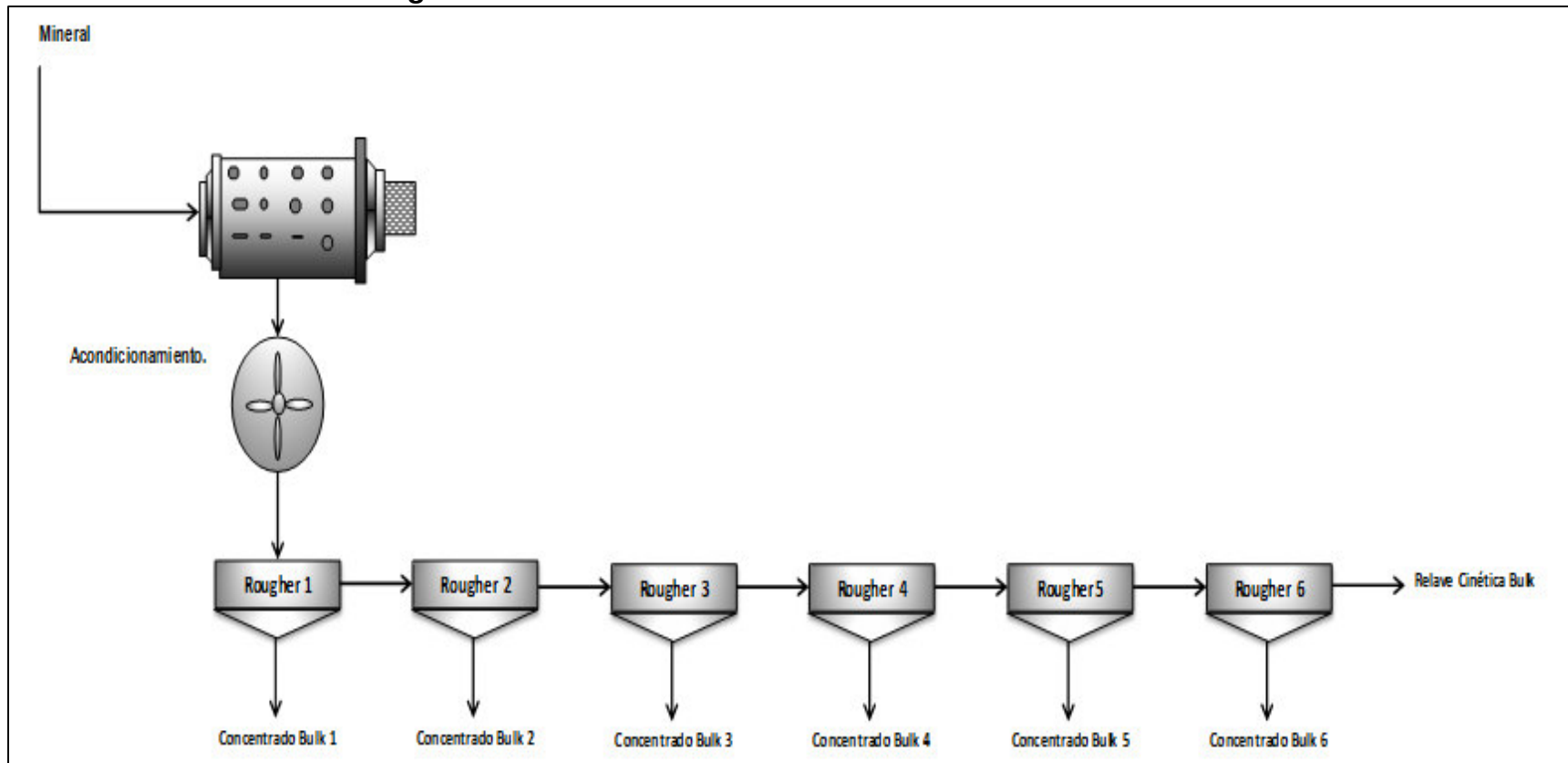
Fuente: Elaboración propia

### 6.3 Evaluación de la Cinética de Flotación.

Establecido las mejores valores de las variables para la flotación rougher de los circuitos bulk Cu-Pb y zinc, se procedió a la realización de pruebas cinéticas de flotación que permitieron determinar el tiempo óptimo de flotación para ambos circuitos de flotación.

La Figura 31 y la Figura 32 presentan el diagrama de flujo para la ejecución de estas pruebas en cada circuito de flotación mencionado.

**Figura 31: Prueba Cinética de Flotación Circuito bulk Cu-Pb**



*Fuente: Elaboración propia*

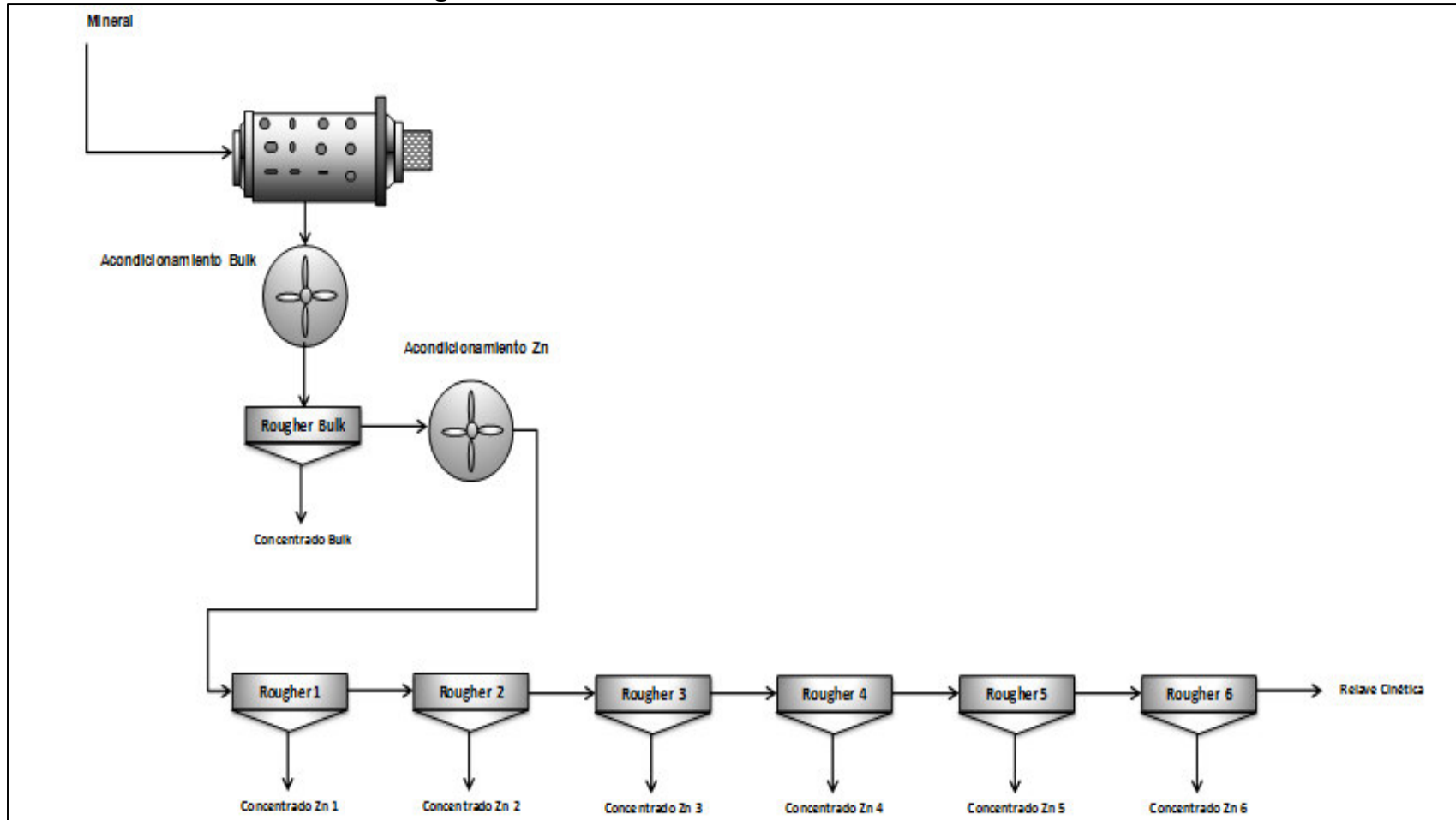
**Cuadro N° 13: Balance Metalúrgico Cinética Rougher Bulk**

Producto	Peso (g)		Ley Cu, %		Ley Pb, %		Ley Zn (%)		Ley Fe (%)		Recuperación Acumulada (%)				
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Peso	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimentación	1000.00	993.87	0.25	0.25	0.93	0.93	3.11	3.11	12.76	12.76	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Bulk 1 min	26.56	26.56	5.24	5.24	25.87	25.87	15.20	15.20	9.35	9.35	2.67	55.39	74.19	13.08	1.96
Concentrado Bulk 2 min	12.43	38.99	2.69	4.43	8.68	20.39	12.51	14.34	14.14	10.88	3.92	68.70	85.84	18.12	3.34
Concentrado Bulk 4 min	9.91	48.90	1.18	3.77	2.91	16.85	13.69	14.21	14.28	11.57	4.92	73.35	88.95	22.51	4.46
Concentrado Bulk 6 min	7.26	56.16	0.61	3.36	1.35	14.84	10.53	13.73	12.24	11.65	5.65	75.12	90.01	24.99	5.16
Concentrado Bulk 8 min	4.88	61.04	0.42	3.13	0.92	13.73	8.46	13.31	11.32	11.63	6.14	75.93	90.49	26.32	5.60
Concentrado Bulk 12 min	7.17	68.21	0.30	2.83	0.66	12.36	6.07	12.55	9.83	11.44	6.86	76.79	91.00	27.73	6.15
Relave	925.66	925.66	0.06	0.06	0.09	0.09	2.41	2.41	12.86	12.86	93.14	23.21	9.00	72.27	93.85

*Fuente: Elaboración propia*



**Figura 32 Prueba Cinética de Flotación Circuito zinc**



Fuente: Elaboración propia

**Cuadro N° 14: Balance Metalúrgico Cinética Rougher Zinc**

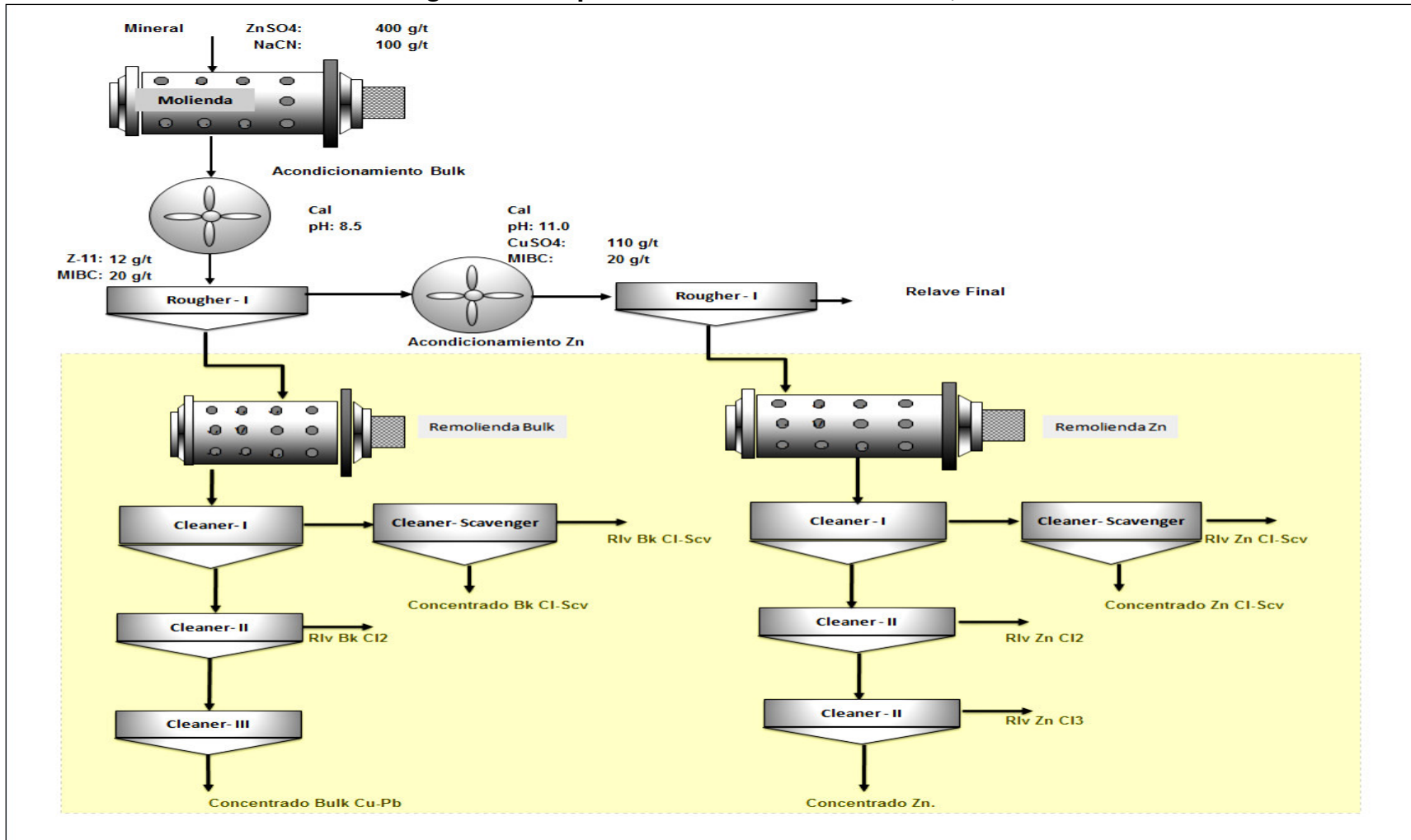
Producto	Peso (g)		Cu (%)		Pb (%)		Zn (%)		Fe (%)		Recuperación Acumulada (%)				
	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Peso	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimentación	990.28	990.28	0.27	0.27	0.93	0.93	3.03	3.03	13.04	13.04	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Zn 1 min	37.09	37.09	0.47	0.47	0.39	0.39	42.76	42.76	5.55	5.55	3.75	6.63	1.58	52.77	1.59
Concentrado Zn 2 min	13.97	51.06	0.37	0.44	0.42	0.40	28.08	38.74	7.59	6.11	5.16	8.59	2.22	65.83	2.42
Concentrado Zn 4 min	16.51	67.57	0.27	0.40	0.38	0.39	10.19	31.77	9.23	6.87	6.82	10.29	2.90	71.43	3.60
Concentrado Zn 6 min	8.64	76.21	0.29	0.39	0.36	0.39	6.33	28.88	9.99	7.22	7.70	11.24	3.24	73.25	4.26
Concentrado Zn 8 min	7.09	83.30	0.31	0.38	0.37	0.39	5.35	26.88	10.38	7.49	8.41	12.08	3.53	74.51	4.83
Concentrado Zn 12 min	11.56	94.86	0.25	0.37	0.33	0.38	3.40	24.02	10.60	7.87	9.58	13.18	3.95	75.82	5.78
Relave	845.39	845.39	0.03	0.03	0.06	0.06	0.13	0.13	13.71	13.71	85.37	10.93	5.54	3.66	89.78

*Fuente: Elaboración propia*

#### **6.4 Evaluación de Flotación Circuito Abierto (TCA).**

Establecido el tiempo y las mejores condiciones para la flotación rougher, se experimentó con las condiciones de limpieza en esquema de flotación en Circuito Abierto de la Figura 33 aplicado a los concentrados rougher bulk Cu-Pb y de zinc, donde se evaluó las variables de remolienda y también la adición de reactivos en esta etapa.

**Figura 33: Esquema de Prueba de Flotación, TCA**



Fuente: Elaboración propia

Las condiciones para las pruebas de flotación TCA se presentan en el Cuadro N° 15 y en el Cuadro N° 16, tanto para el circuito bulk Cu-Pb y el circuito de zinc respectivamente.

**Cuadro N° 15: Pruebas de Flotación TCA – Circuito bulk Cu-Pb**

Prueba	Condiciones Operativas			Dosificación Reactivos, g/t		
	P <sub>80</sub> , µm	pH Flot.	N° Etapas Limpieza	ZnSO <sub>4</sub>	NaCN	MIBC
1	63	9	2	0	0	10
2	45	9	2	0	0	10
3	35	9	3	200	20	20

*Fuente: Elaboración propia*

**Cuadro N° 16: Pruebas de Flotación TCA – Circuito zinc**

Prueba	Condiciones Operativas			Dosificación Reactivos Circuito zinc, g/t		
	P <sub>80</sub> , µm	pH Flot.	N° Etapas Limpieza	CuSO <sub>4</sub>	Z-11	MIBC
1	77	11.5	3	0	0	20
2	45	11.5	3	0	0	20

*Fuente: Elaboración propia*

## 6.5 Resultados de las Pruebas de Flotación TCA

### 6.5.1 Circuito bulk Cu-Pb

El Cuadro N° 17 presenta las respuestas de grado y recuperación de plomo y zinc en el concentrado final bulk Cu-Pb, se observa que la mejor respuesta metalúrgica se obtienen en la prueba 3, cuyo concentrado presenta leyes de 45.73 % de plomo y 8.02 % de zinc.

En el Cuadro N° 11 se aprecia que la recuperación de plomo fue de 90 %, lograda en la etapa rougher la cual disminuye a 67.13% luego de realizar las 3 etapas de limpieza. También la cantidad de zinc desplazado al concentrado bulk Cu-Pb en la etapa rougher, disminuye de 23% a 3.33% con las 3 etapas de limpieza realizadas.

**Cuadro N° 17: Resultados Pruebas de Flotación TCA – Circuito bulk Cu-Pb**

Prueba	Conc. Cleaner 3 - Circuito bulk Cu-Pb				
	Ratio Concentración	Ley Pb, %	Rec. Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Zn, %
TCA-1	36.79	26.90	79.50	15.58	14.04
TCA-2	37.22	26.88	81.20	16.60	14.76
<b>TCA-3</b>	<b>80.85</b>	<b>45.73</b>	<b>67.13</b>	<b>8.02</b>	<b>3.33</b>

*Fuente: Elaboración propia*

### 6.5.2 Circuito de zinc

El Cuadro N° 18 presenta las respuestas de grado y recuperación de plomo y zinc en el concentrado zinc sometido a 3 etapas de limpieza, la mejor respuesta metalúrgica se obtiene en la prueba 2, logrando una recuperación de zinc de 70.87 % y un grado de zinc de 54.58 %.

**Cuadro N° 18: Resultados Pruebas de Flotación TCA – Circuito zinc**

Prueba	Conc. Cleaner 3 - Circuito zinc				
	Ratio Concentración	Ley Pb, %	Rec. Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Zn, %
TCA-1	28.43	0.47	1.80	55.19	64.36
<b>TCA-2</b>	<b>25.49</b>	<b>0.99</b>	<b>4.35</b>	<b>54.58</b>	<b>70.87</b>

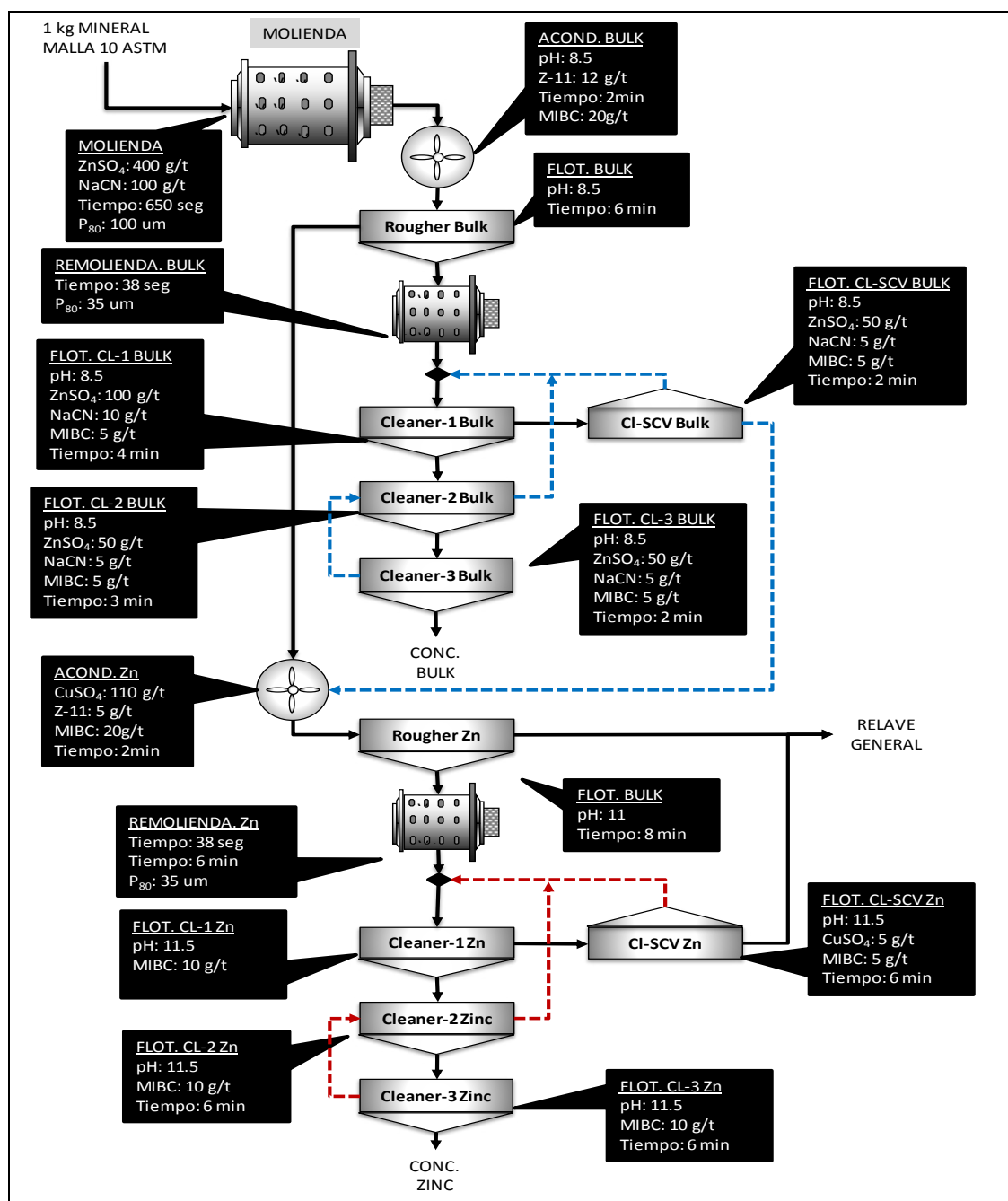
*Fuente: Elaboración propia*

### 6.6 Prueba de Flotación en Ciclo Cerrado TCC

Esta prueba se proyectó para definir los grados y recuperaciones tanto en el concentrado final bulk Cu-Pb y en el concentrado de zinc, como también obtener los ratios de concentración final incorporando la influencia de la recirculación de las cargas circulantes o *Middlings* del proceso, simulando una operación continua del proceso de acuerdo al diagrama de flujo planteado en la Figura 34.

El desarrollo de la prueba comprendió la ejecución de seis ciclos de operación (Cuadro N° 19) donde se considera que el proceso alcanza condiciones de estabilidad en los últimos 3 ciclos, a partir del cual se determina el balance metalúrgico proyectado del proceso a nivel industrial.

**Figura 34: Diagrama de flujo de Prueba de Flotación en Circuito Cerrado**



Fuente: Elaboración propia

**Cuadro N° 19: Resultados Pesos y Leyes – Prueba de Ciclo Cerrado**

Product		Peso		Ley					
		g	%	Pb, %	Cu,%	Zn,%	Fe,%	Ag, g/t	As, %
1	Conc. Cu-Pb Ciclo 1	13.66	0.23	46.71	9.12	7.14	5.14	3092.42	3.090
2	Conc. Cu-Pb Ciclo 2	20.33	0.34	37.34	9.18	9.96	7.63	2818.27	3.060
3	Conc. Cu-Pb Ciclo 3	17.79	0.30	37.92	8.96	9.99	7.56	2860.30	2.960
4	Conc. Cu-Pb Ciclo 4	21.56	0.36	38.11	8.26	10.50	7.82	2605.06	2.660
5	Conc. Cu-Pb Ciclo 5	23.61	0.39	37.17	7.19	11.33	8.12	2418.50	2.190
6	Conc. Cu-Pb Ciclo 6	21.83	0.36	36.95	7.53	11.11	8.18	2467.44	2.460
7	Cola Cleaner 3 Cu-Pb	7.10	0.12	8.44	6.33	19.69	14.18	1271.87	1.750
8	Cola Cleaner 2 Cu-Pb	12.40	0.21	5.62	4.98	19.14	15.41	951.46	1.360
9	Conc Cleaner Scavenger Cu-Pb	12.70	0.21	9.13	5.27	16.62	16.50	1097.96	1.350
10	Conc. Zn Ciclo 1	23.00	0.38	0.78	0.72	58.29	3.48	118.35	0.057
11	Conc. Zn Ciclo 2	48.70	0.81	0.90	0.74	58.88	3.04	144.71	0.081
12	Conc. Zn Ciclo 3	44.10	0.74	0.87	0.70	57.90	3.27	134.15	0.064
13	Conc. Zn Ciclo 4	43.90	0.73	0.80	0.84	57.57	3.96	141.96	0.075
14	Conc. Zn Ciclo 5	43.20	0.72	1.16	0.85	57.77	3.67	165.09	0.110
15	Conc. Zn Ciclo 6	44.50	0.74	2.08	1.44	58.06	4.14	302.92	0.290
16	Cola Cleaner 3 Zn	3.50	0.06	1.89	0.87	35.11	10.63	212.43	0.210
17	Cola Cleaner 2 Zn	15.40	0.26	2.15	0.67	32.74	11.16	187.13	0.180
18	Conc Cleaner Scavenger Zn	9.40	0.16	2.44	0.58	31.70	13.39	186.67	0.170
19	Cola Cleaner Scavenger Zn	30.90	0.52	0.29	0.11	1.02	13.06	29.17	0.056
20	Relave Rougher Zn	903.12	15.08	0.075	0.038	0.120	13.230	10.180	0.031
21	Relave General Ciclo 1	906.72	15.14	0.067	0.037	0.170	13.760	9.990	0.031
22	Relave General Ciclo 2	939.26	15.68	0.073	0.043	0.150	13.220	10.560	0.033
23	Relave General Ciclo 3	923.30	15.42	0.071	0.037	0.130	13.270	9.600	0.031
24	Relave General Ciclo 4	929.79	15.53	0.075	0.042	0.170	13.720	10.420	0.031
25	Relave General Ciclo 5	928.90	15.51	0.073	0.040	0.170	13.480	10.060	0.031
26	Relave General Ciclo 6	934.02	15.60	0.082	0.040	0.150	13.224	10.808	0.031
	Cabeza Calculada	5988.67	100.00	0.93	0.27	3.00	12.92	76.34	0.096
	Cabeza Ensayada	6000.00		0.96	0.27	3.14	12.05	72.80	0.085

Fuente: Elaboración propia

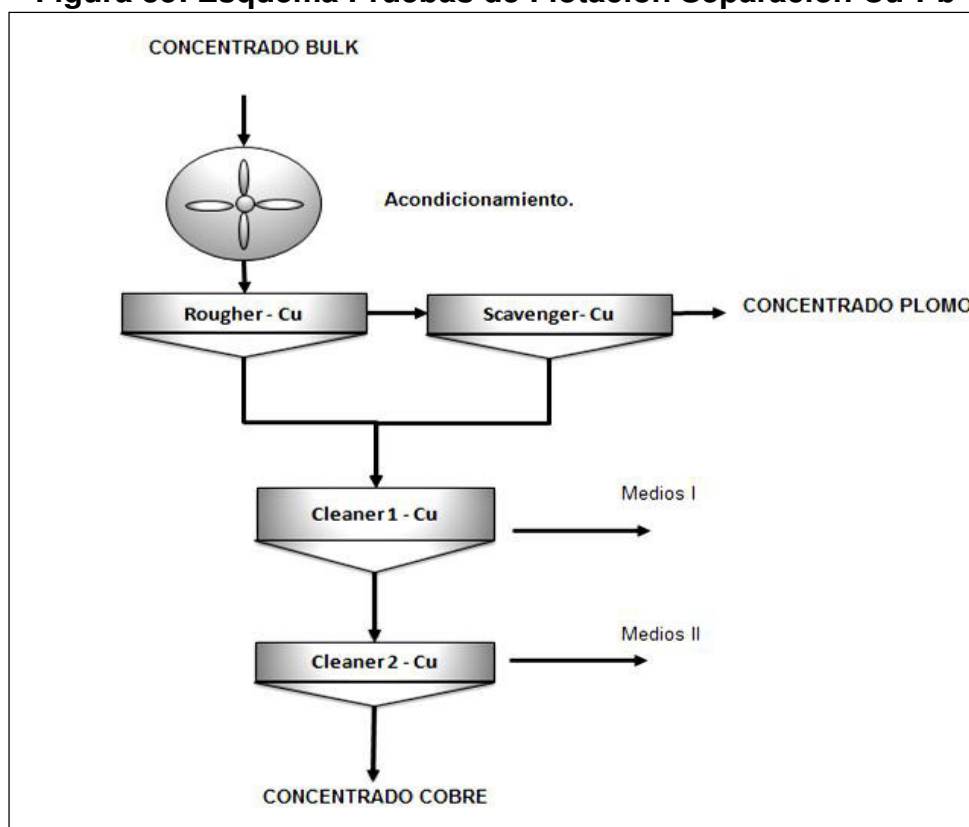


### 6.7 Separación de Concentrados de cobre y plomo.

Dado que en el concentrado final bulk Cu-Pb el contenido de plomo es mayor en relación al cobre, se evaluó la obtención de concentrados independientes de plomo y de cobre mediante la flotación selectiva de los minerales de cobre.

El diagrama de flujo de la Figura 35, ha consistido básicamente en evaluar las variables de dosificación de las mezclas **RCS** (Composición: Dicromato de potasio, CMC, Fosfato Mono sódico en proporción: 60:20:20) y **BCS** (Composición: Bisulfito de Sodio, CMC, Fosfato Mono sódico en proporción: 60:20:20) para la depresión de los minerales de plomo también se evaluó la acción de los colectores: Z 11, AP 5100 (marca Cytec), MX 3894 (marca Cytec) para la flotación selectiva de los minerales de cobre.

**Figura 35: Esquema Pruebas de Flotación Separación Cu-Pb**



*Fuente: Elaboración propia*

Se detalla las pruebas en la Cuadro N° 20 para la realización de las pruebas de separación.

**Cuadro N° 20: Pruebas de Flotación Etapa Separación Cu-Pb**

Prueba	Condición Operativas		Dosificación Reactivos, g/t* - Separación Cu-Pb						
	Tiempo, min	pH Flot.	Carbón Activado,	Mezcla RCS	Mezcla BCS	Colector Z-11	Colector 3894	Colector 5100	MIBC
P-6	7	Natural	133.33	93.3	0	0	6	0	6.67
P-9	7	Natural	216.67	66.7	0	10	0	0	8.33
P-11	7	Natural	216.67	83.3	0	0	8.56	0	6.67
P-12	7	Natural	233.33	0	60	0	0	10	13.33

**\* Dosificación en base a la cabeza general**

*Fuente: Elaboración propia*

El Cuadro N° 21 resume las características del concentrado bulk Cu-Pb a partir del cual se realizó las pruebas de separación. La ley promedio de cobre es de 7.77% mientras la ley de plomo en el concentrado bulk Cu-Pb varia de 32 % a 40 %. Asimismo, el contenido de zinc en el bulk Cu-Pb es 9.72 % en promedio adecuado para la separación.

**Cuadro N° 21: Bulk Cu-Pb Alimentación Circuito Separación**

Prueba	Leyes Conc. bulk Cu-Pb Cleaner 3				Recuperación Rougher bulk Cu-Pb			
	Ley Cu, %	Ley Pb, %	Ley Zn, %	Ley Fe, %	Rec. Cu, %	Rec. Pb, %	Rec. Zn, %	Rec. Fe, %
P-6	7.52	32.18	12.28	8.7	78.33	89.90	25.07	5.12
P-9	7.64	35.57	8.96	6.81	72.41	86.51	19.05	4.94
P-11	7.99	43.12	8.44	6.17	76.79	90.19	22.95	5.20
P-12	7.92	40.90	9.21	5.90	77.92	88.76	19.63	4.35
Promedio	7.77	37.94	9.72	6.90	76.36	88.84	21.68	4.90

*Fuente: Elaboración propia*

En el Cuadro N° 22 y en el Cuadro N° 23 se resume los resultados de leyes y recuperaciones en la obtención de los concentrados individuales de cobre y

plomo como productos de la separación. Para la evaluación de los resultados solo se consideró la etapa de flotación rougher de los minerales de cobre, por los buenos resultados alcanzados en esta etapa.

**Cuadro N° 22: Concentrado cobre –Separación Cu-Pb**

Prueba	Circuito Separación Cu-Pb - Conc. Rougher Cu											
	Ley Cu, %	Rec. Parcial Cu, %	Rec. Global Cu, %	Ley Pb, %	Rec. Parcial Pb, %	Rec. Global Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Parcial Zn, %	Rec. Global Zn, %	Ley Fe, %	Rec. Parcial Fe, %	Rec. Global Fe, %
P-6	22.67	83.24	53.22	7.64	6.55	5.20	6.47	14.54	1.20	12.19	38.67	0.51
P-9	21.43	90.79	47.65	10.7	9.74	7.41	5.93	21.41	1.02	10.25	48.68	0.42
P-11	24.75	75.88	38.61	10.45	5.93	4.59	6.02	17.48	0.70	7.79	30.89	0.23
P-12	25.55	95.47	44.95	9.09	6.58	4.48	6.02	19.35	0.85	8.18	40.97	0.26

Fuente: Elaboración propia

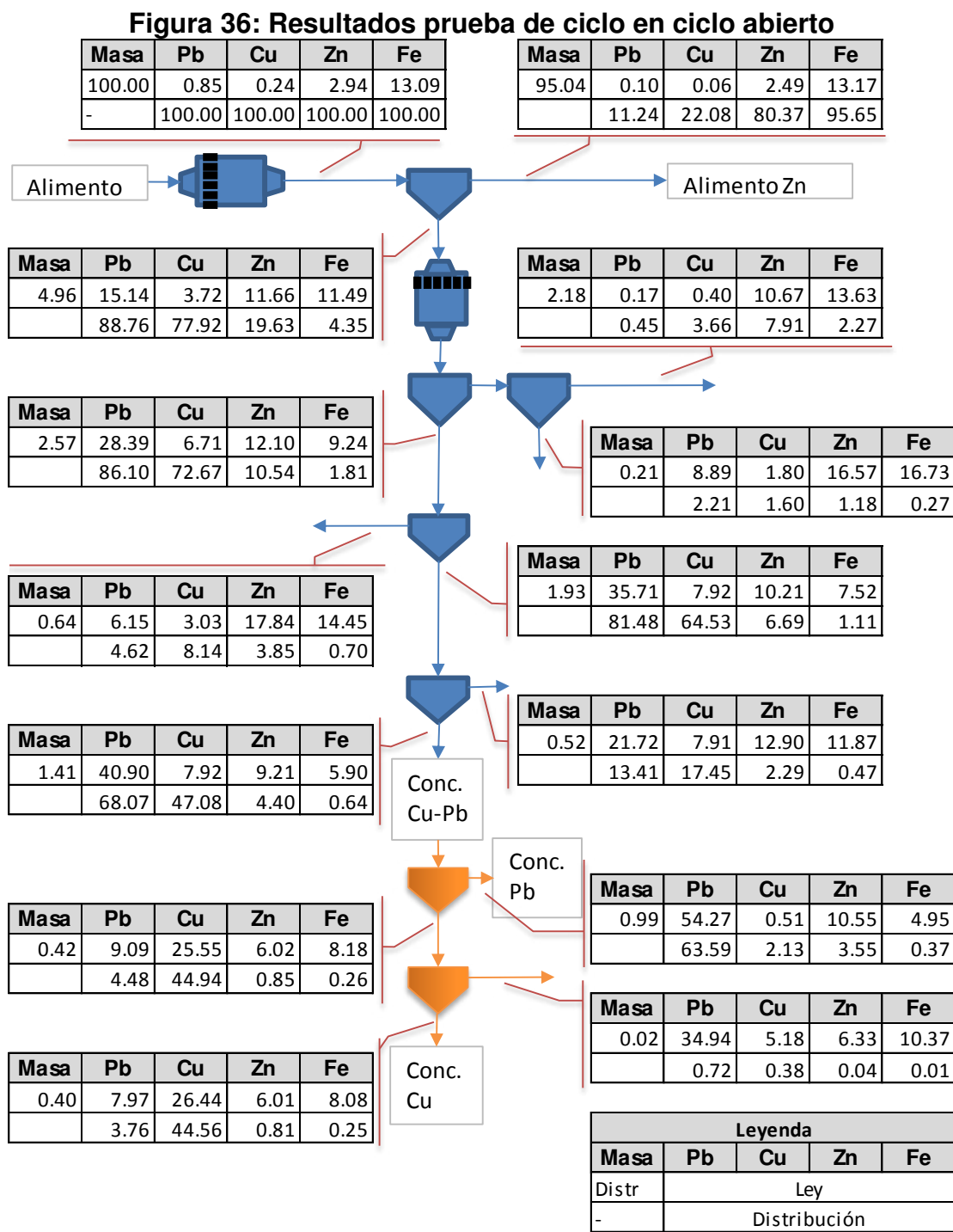
**Cuadro N° 23: Concentrado Plomo –Separación Cu-Pb**

Prueba	Circuito Separación Cu-Pb - Conc. Pb											
	Ley Cu, %	Rec. Parcial Cu, %	Rec. Global Cu, %	Ley Pb, %	Rec. Parcial Pb, %	Rec. Global Pb, %	Ley Zn, %	Rec. Parcial Zn, %	Rec. Global Zn, %	Ley Fe, %	Rec. Parcial Fe, %	Rec. Global Fe, %
P-6	1.74	16.76	10.71	41.54	93.45	74.17	14.5	85.46	7.02	7.37	61.33	0.82
P-9	1.04	9.21	4.83	47.47	90.26	68.64	10.41	78.59	3.73	5.17	51.32	0.44
P-11	2.55	24.12	12.27	53.71	94.07	72.84	9.22	82.52	3.31	5.65	69.11	0.51
P-12	0.51	4.53	2.13	54.27	93.42	63.59	10.55	80.65	3.55	4.95	59.03	0.38

Fuente: Elaboración propia

## 6.8 Modelamiento Matemático de la Flotación.

La Figura 36 muestra los resultados de la prueba P-12 donde se obtuvieron los mejores resultados para la separación Cu-Pb.



Fuente: Elaboración propia

La información obtenida de esta prueba en ciclo abierto tanto para el circuito bulk y circuito separación Cu-Pb sirvió como base para realizar la modelación matemática por el método de las Split Factors y predecir los resultados que se obtendrían a nivel industrial evaluando 2 diagramas de flujo para el tratamiento del mineral.

Los Split Factor o factores de distribución fueron calculados en base a la fracción no flotable en cada etapa de flotación de la prueba de ciclo abierto los cuales se muestra en el Cuadro N° 24:

**Cuadro N° 24: Split Factor para prueba de Ciclo Abierto**

Etapa de Flotacion	Cu	Pb	Zn	Fe	Peso
Rougher Bulk	0.2208	0.1124	0.8037	0.9565	0.9504
Bulk Cleaner 1	0.0674	0.0300	0.4630	0.5839	0.4825
Bulk Cl-Scv	0.6962	0.1682	0.8697	0.8942	0.9121
Bulk Cleaner 2	0.1120	0.0537	0.3654	0.3877	0.2478
Bulk Cleaner 3	0.2704	0.1646	0.3420	0.4273	0.2706
Rougher Cu	0.0453	0.9342	0.8065	0.5903	0.7042
Cu Cleaner 1	0.0085	0.1602	0.0438	0.0529	0.0417

*Fuente: Elaboración propia*

Los diagramas de flujo evaluados fueron los siguientes:

- Diagrama de flujo probado en la prueba de ciclo cerrado.
- Diagrama de flujo alternativo cambiando los puntos de recirculación del relave Cleaner 3 bulk y del concentrado Cleaner Scavenger bulk.

Estos diagramas de flujos se muestran en la Figura 37, mientras en el Cuadro N° 25 y en el Cuadro N° 26 se muestran el balance metalúrgico obtenido para cada diagrama de flujo luego de efectuar el proceso de simulación.



**Cuadro N° 25: Balance Metalúrgico Simulado- Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado**

Producto		Leyes, %				Distribución, %				
Item	Flujo	Pb	Cu	Zn	Fe	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Cabeza General	0.84	0.24	2.94	13.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
2	Relave Rougher Bulk	0.10	0.05	2.49	13.15	95.04	11.24	22.08	80.37	95.65
3	Cabeza Zn	0.10	0.06	2.76	13.20	97.78	11.73	26.42	91.84	98.81
4	Conc, Rougher Bulk	15.11	3.71	11.63	11.46	4.96	88.76	77.92	19.63	4.35
5	Relave CI- Scv Bulk	0.15	0.37	12.31	15.04	2.74	0.49	4.34	11.47	3.16
6	Concentrado CI-Scv Bulk	7.75	1.70	19.13	18.47	0.26	2.43	1.89	1.72	0.37
7	Alimento Cleaner-1 Bulk	13.18	3.51	13.45	12.68	6.23	97.18	92.53	28.49	6.04
8	Relave Cleaner-1 Bulk	0.82	0.49	12.91	15.34	3.00	2.92	6.24	13.19	3.53
9	Relave Cleaner-2 Bulk	5.05	3.00	20.93	17.21	1.00	6.00	12.72	7.14	1.32
10	Concentrado Cleaner-1 Bulk	24.70	6.33	13.96	10.20	3.22	94.27	86.30	15.30	2.51
11	Alimento Cleaner-2 Bulk	23.30	6.63	14.20	11.00	4.05	111.66	113.57	19.54	3.41
12	Relave Cleaner-3 Bulk	17.83	7.83	15.14	14.14	0.82	17.39	27.27	4.24	0.89
13	Concentrado Cleaner 2 Bulk	29.31	7.83	11.98	8.95	3.04	105.66	100.85	12.40	2.09
14	Concentrado Cleaner 3 Bulk	33.57	7.83	10.80	7.03	2.22	88.27	73.58	8.16	1.19
15	Relave Rougher Cu	44.54	0.50	12.37	5.89	1.56	82.46	3.33	6.58	0.71
16	Concentrado Pb	44.27	0.58	12.29	6.00	1.59	83.39	3.93	6.65	0.73
17	Concentrado Rougher Cu	7.47	25.28	7.07	9.74	0.66	5.81	70.24	1.58	0.49
18	Relave Cleaner-1 Cu	28.69	5.15	7.42	12.35	0.03	0.93	0.60	0.07	0.03
19	Concentrado Cu	6.54	26.16	7.05	9.62	0.63	4.88	69.65	1.51	0.46

Fuente: Elaboración propia

**Cuadro N° 26: Balance Metalúrgico Simulado- Diagrama de Flujo Alternativo**

Productos		Leyes, %				Distribución, %				
Item	Flujos	Pb	Cu	Zn	Fe	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Cabeza General	0.84	0.24	2.94	13.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
2	Alimento Rougher Bulk	0.91	0.27	3.10	13.09	101.02	108.33	114.03	106.50	101.23
3	Relave Rougher Bulk	0.11	0.06	2.62	13.18	96.01	12.18	25.18	85.59	96.83
4	Cabeza Zn	0.11	0.07	2.81	13.19	98.21	12.66	29.35	94.01	99.13
5	Relave CI-Scv Bulk	0.19	0.45	11.22	13.62	2.21	0.49	4.17	8.42	2.30
6	Concentrado CI-Scv Bulk	9.53	2.02	17.45	16.72	0.21	2.40	1.82	1.26	0.27
7	Concentrado Rougher Bulk	16.20	4.19	12.26	11.48	5.01	96.16	88.85	20.91	4.40
8	Relave Cleaner-1 Bulk	1.01	0.59	11.77	13.89	2.42	2.88	5.99	9.68	2.57
9	Relave Cleaner-2 Bulk	6.21	3.58	19.09	15.58	0.81	5.93	12.21	5.24	0.96
10	Concentrado Cleaner-1 Buk	30.37	7.55	12.73	9.23	2.59	93.27	82.87	11.23	1.83
11	Alimento Cleaner-2 Bulk	28.65	7.92	12.95	9.96	3.26	110.48	109.05	14.34	2.48
12	Relave Cleaner-3 Bulk	21.93	9.34	13.80	12.80	0.66	17.21	26.18	3.11	0.65
13	Concentrado Cleaner-2 Bulk	36.04	9.35	10.92	8.11	2.45	104.55	96.84	9.10	1.52
14	Concentrado Cleaner-3 Bulk	41.28	9.35	9.85	6.36	1.79	87.34	70.65	5.99	0.87
15	Relave Rougher Cu	54.77	0.60	11.28	5.33	1.26	81.59	3.20	4.83	0.51
16	Concentrado Pb	54.43	0.70	11.21	5.44	1.28	82.51	3.77	4.88	0.53
17	Concentrado Rougher Cu	9.18	30.17	6.45	8.81	0.53	5.75	67.45	1.16	0.36
18	Relave Cleaner-1 Cu	35.28	6.15	6.77	11.18	0.02	0.92	0.57	0.05	0.02
19	Concentrado Cu	8.05	31.22	6.43	8.71	0.51	4.83	66.88	1.11	0.34

Fuente: Elaboración propia



## CAPITULO VII: DISCUSIÓN DE RESULTADOS

### 4.1 Pruebas de Flotación Rougher

#### 4.1.1 Circuito bulk Cu-Pb

Los mejores resultados se lograron con las siguientes condiciones y dosificación de reactivos de la prueba *Test 9* que se muestran en el Cuadro N° 27:

**Cuadro N° 27: Condiciones *Test 9* – Flotación Rougher bulk Cu-Pb**

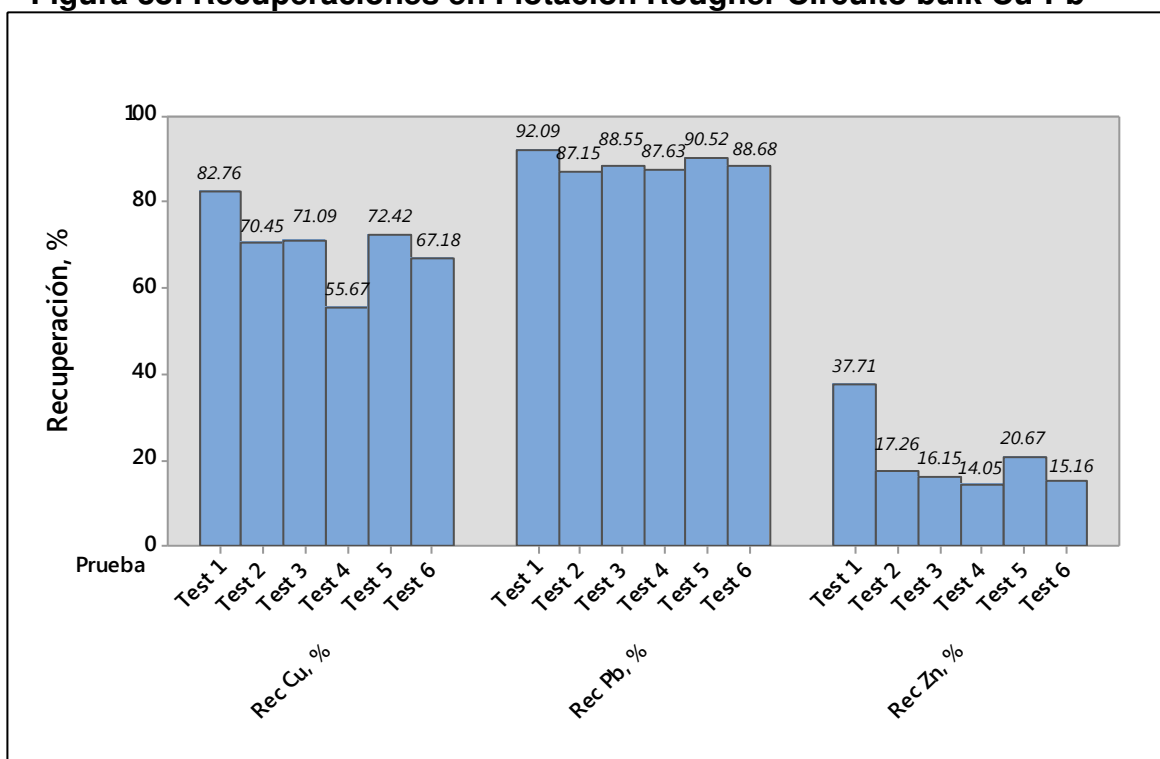
Prueba		Test 9
Condiciones Operativas	P <sub>80</sub> , um	100
	pH Pulpa	9.5
	Tiempo de Flot, min	6
Dosificación Reactivos, g/t	ZnSO <sub>4</sub>	400
	NaCN	100
	Z-11	12
	MIBC	20

*Fuente: Elaboración propia*

##### 4.1.1.1 Efecto del pH, NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la depresión del zinc

El efecto de la dosificación del NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la depresión de los minerales de zinc y su influencia en la recuperación del plomo y cobre en el concentrado bulk Cu-Pb son discutidos en esta sección.

La Figura 38 muestra los resultados de las recuperaciones de cobre, plomo y zinc obtenidos para las 6 primeras pruebas (*Test 1* al *Test 6*).

**Figura 38: Recuperaciones en Flotación Rougher Circuito bulk Cu-Pb**

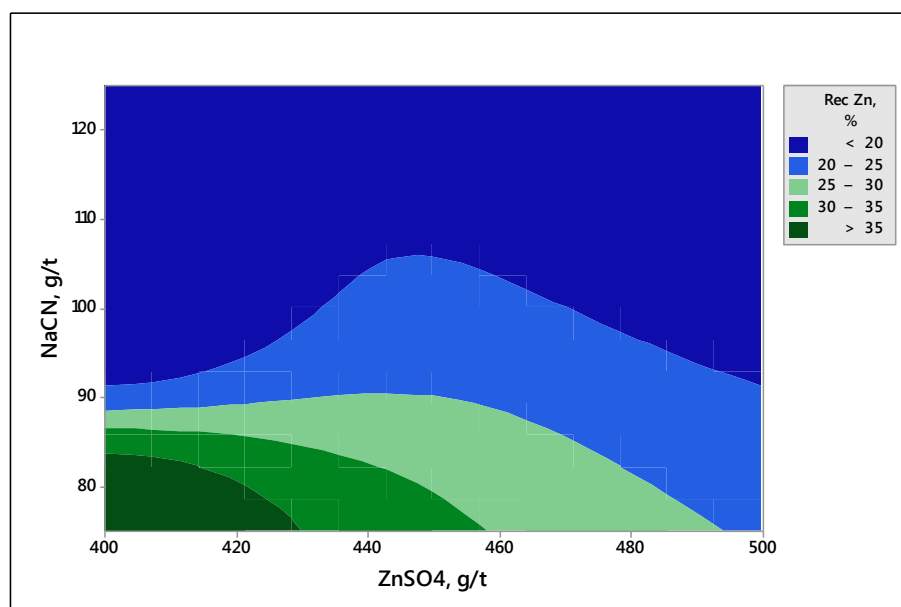
Fuente: Elaboración propia

La gráfica de contorno de la Figura 39 establece que la depresión de los minerales de zinc es efectiva cuando la dosificación de NaCN está entre 100-125 g/t (área azul de la gráfica) no teniendo mayor relevancia en la activación del zinc la variación de la dosificación de  $\text{ZnSO}_4$  de 400g/t a 500g/t.

Entre 75-100g/t de NaCN y la depresión de la esfalerita es deficiente, llegando a desplazarse más del 35% del zinc al concentrado bulk Cu-Pb (área verde de grafica). Por lo tanto se recomienda dosificar 100g/t de NaCN y 400g/t de  $\text{ZnSO}_4$ .

Los resultados mencionados se basan a las 3 primeras pruebas (*Test 1*, *Test 2* y *Test 3*), enfocados a evaluar la depresión del zinc manteniendo el pH de la flotación bulk Cu-Pb a 8.5 y  $P_{80}$  de 100  $\mu\text{m}$ .

**Figura 39: Influencia del NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la activación del zinc**



*Fuente: Elaboración propia*

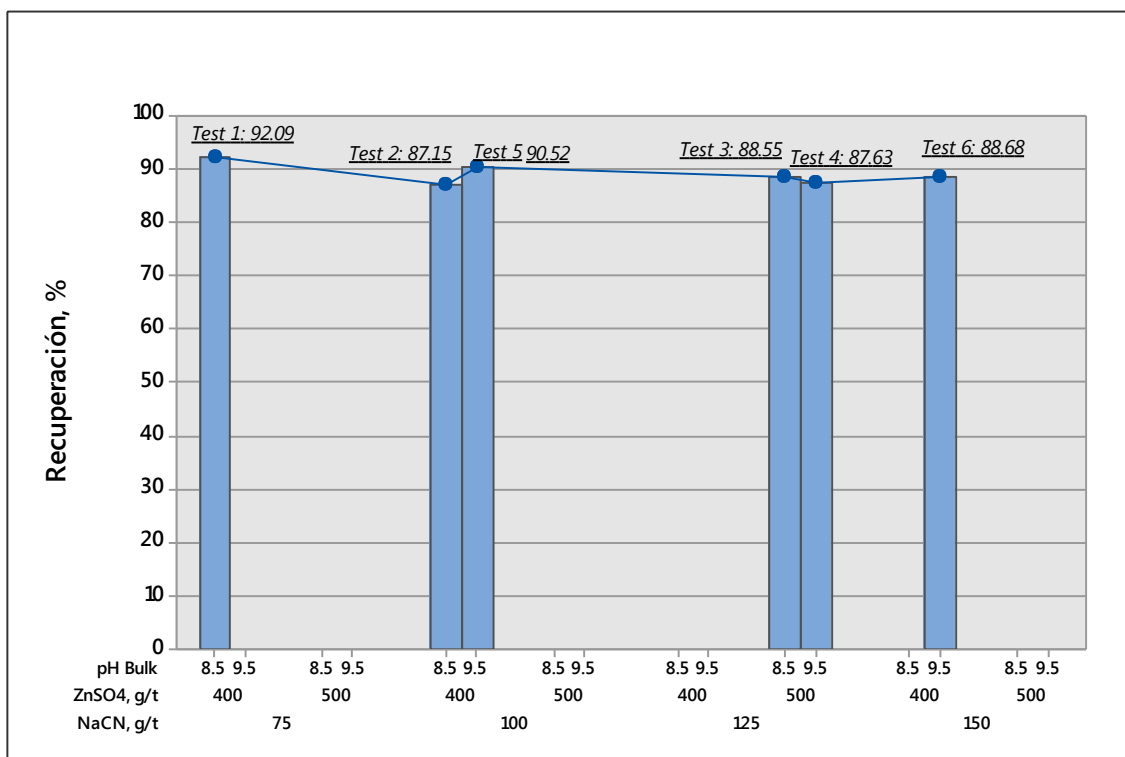
Establecido el rango de dosificación de NaCN y ZnSO<sub>4</sub>, las siguientes 3 pruebas de flotación (*Test 4*, *Test 5*, *Test 6*), estuvieron orientados a incrementar la recuperación de cobre, elevando el pH de la flotación bulk Cu-Pb de 8.5 a 9.5.

Al incrementar el valor del pH de flotación y variando la dosificación de NaCN (entre 100-125 g/t) y de ZnSO<sub>4</sub> (400-500g/t), el desplazamiento de zinc puede descender a menos de 16% (*Test 6* y *Test 4*), no obstante el reemplazo del Z-11 por AP-3418 realizado en el *Test 5*, incrementa el desplazamiento de zinc a 20% en el concentrado bulk Cu-Pb pero también incrementa la recuperación de cobre evidenciando las asociaciones mineralógicas Cu-Zn.

#### **4.1.1.2 Efecto del pH, NaCN y ZnSO<sub>4</sub> en la Recuperación del plomo y cobre en el bulk Cu-Pb.**

La recuperación de plomo en el concentrado bulk Cu-Pb prácticamente no es afectada por las variables estudiadas, según se observa en la Figura 40, manteniéndose en promedio de 88%.

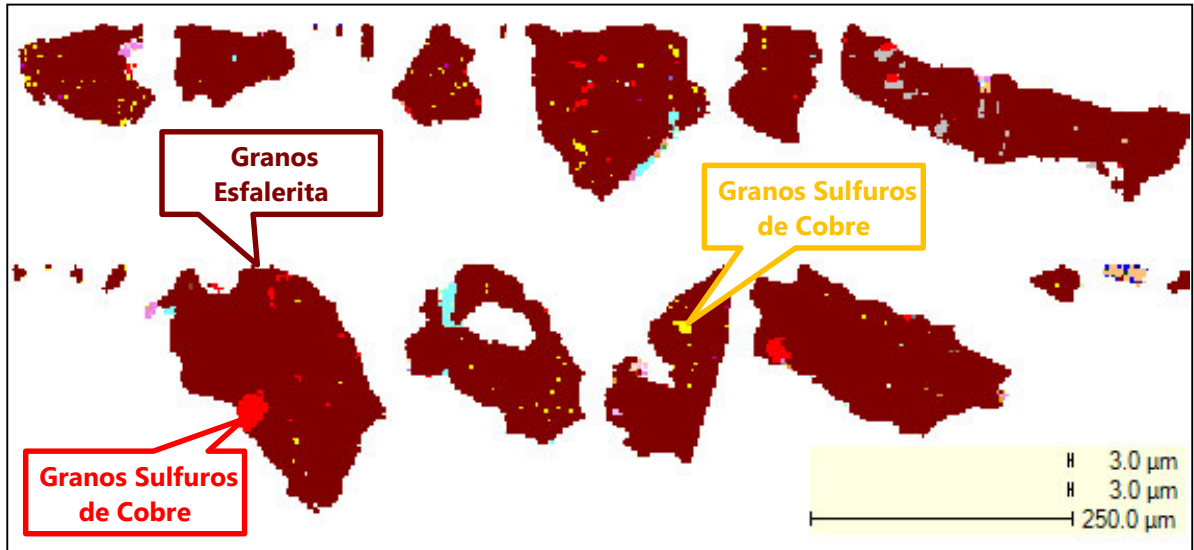
**Figura 40: Efecto del NaCN, ZnSO<sub>4</sub> y pH en la Recuperación de Cu**



*Fuente: Elaboración propia*

En relación a la recuperación de cobre en el concentrado bulk Cu-Pb, esta es afectada por las variables señaladas. Según se observa en la Figura 42 que relaciona la recuperación de cobre con la recuperación de zinc, y se observa que existe una correspondencia directa entre la cantidad de cobre recuperado y zinc deprimido. Podemos destacar asociaciones mineralógicas cobre-zinc de difícil liberación, donde el cobre se presenta diseminado en partículas de esfalerita según se muestra en la Figura 41. Estas partículas de esfalerita al ser deprimidas arrastran por tanto estos sulfuros de cobre al circuito zinc como también cantidades de plata que se encuentren asociados a los cobres grises.

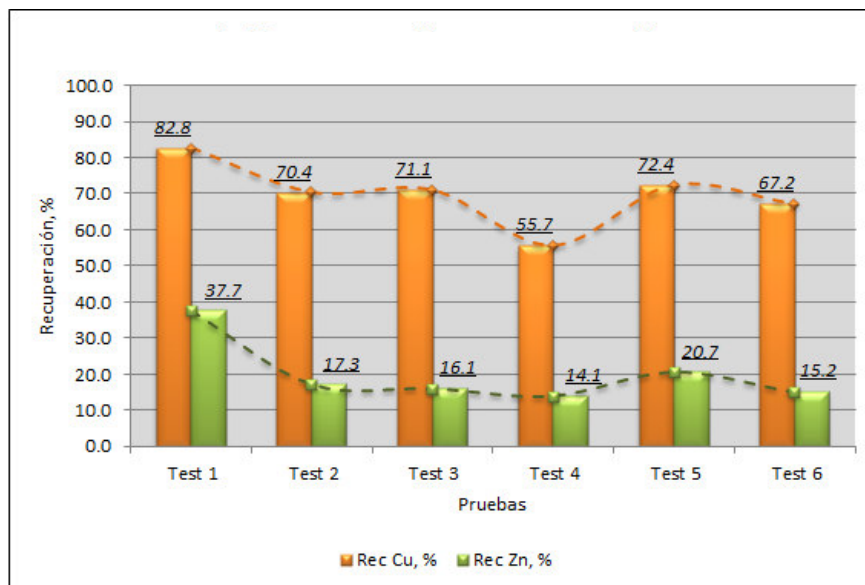
**Figura 41: Asociaciones Minerales Sulfuros de Cobre-Esfalerita**



Fuente: (SGS, 2016)

Por tanto si se quiere aumentar la recuperación de cobre a niveles mayores a 70% en el concentrado bulk Cu-Pb, se tendrá más desplazamiento o activación de zinc mayor a 20%.

**Figura 42: Relación entre la recuperación de Cu y Zn en el circuito bulk Cu-Pb**



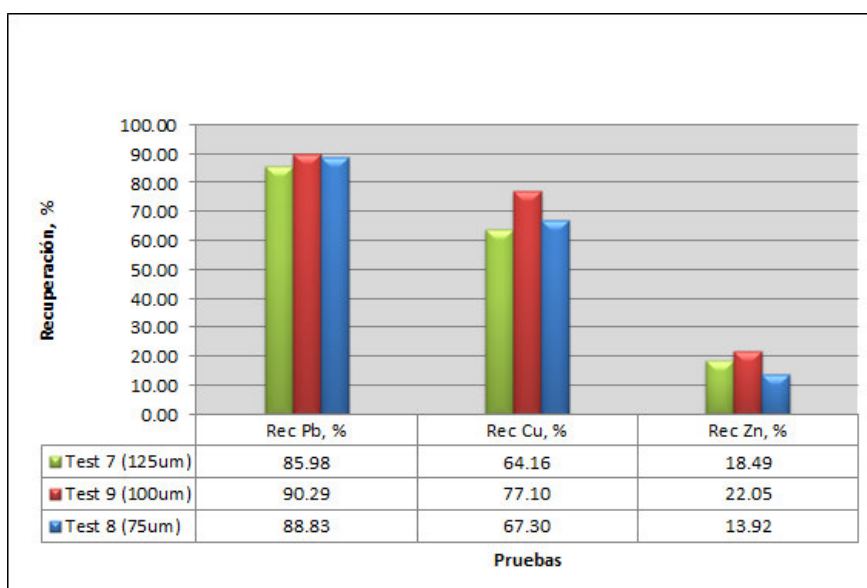
Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.1.3 Efecto del Tamaño de Molienda $P_{80}$ .

Los resultados de las 3 pruebas de flotación (*Test 7*, *Test 8* y *Test 9*) realizados a diferentes tamaños de molienda ( $P_{80}$ ), manteniendo constantes las demás variables del proceso, indican que las mejores recuperaciones de cobre y plomo se obtienen a 100  $\mu\text{m}$ , (Figura 43). Tal como se indicó en la sección anterior, el incremento de la recuperación de cobre a 77 % conlleva a un mayor desplazamiento de zinc en el concentrado bulk Cu-Pb hasta 22.05%.

Se debe resaltar que a pesar de conseguir una menor activación de zinc a un  $P_{80}$  de 75  $\mu\text{m}$ , la recuperación de cobre, se mantiene en menos de 70% a causa de las asociaciones de los sulfuros de cobre que se desplazan con la esfalerita deprimida al circuito zinc.

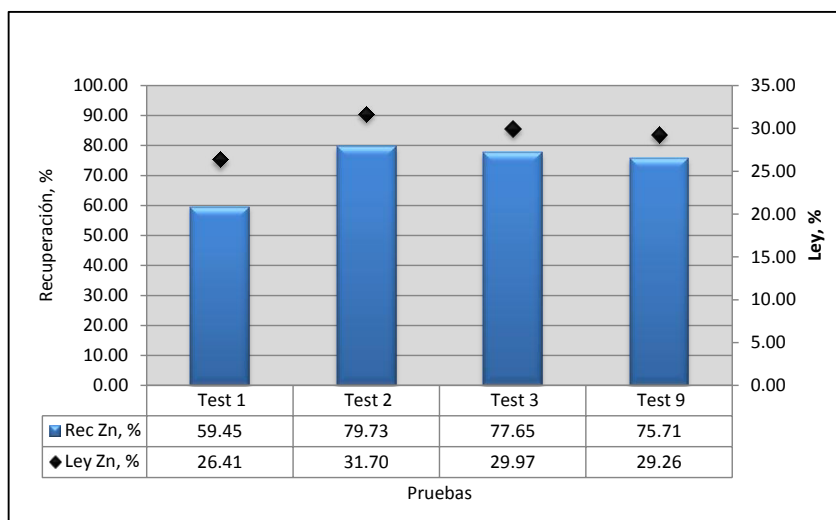
**Figura 43: Efecto del tamaño de partícula en flotación bulk Cu-Pb**



Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.2 Circuito zinc

Se considera que la prueba *Test 3* es la de mejor respuesta metalúrgica por presentar menor contenido de hierro, plomo y cobre.

**Figura 44: Ley y Recuperación de zinc**

Fuente: Elaboración propia

Las condiciones operativas para la prueba *Test 3* se muestran en Cuadro N° 28:

**Cuadro N° 28: Condiciones *Test 3* – Flotación Rougher Circuito zinc**

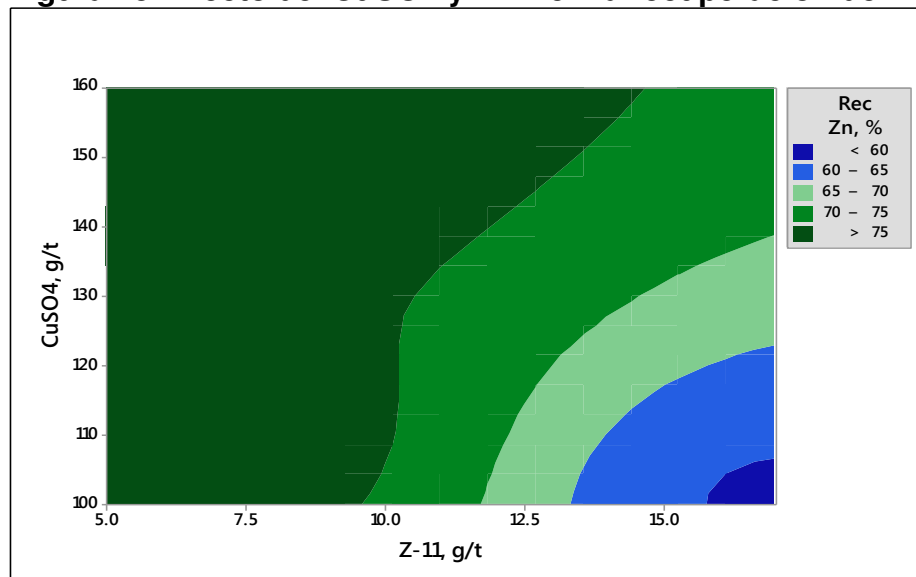
Prueba		Test 3
Condiciones Operativas	pH Pulpa	11
	Tiempo de Flot, min	8
Dosificación Reactivos, g/t	CuSO <sub>4</sub>	110
	Z-11	7
	MIBC	25

Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.2.1 Efecto del CuSO<sub>4</sub> y Z-11 en la Recuperación de zinc

La Figura 45, muestra el efecto del CuSO<sub>4</sub> y Xantato Z-11 en la recuperación de zinc, donde la zona de baja recuperación, (<60%, área azul), corresponde a dosificaciones de Xantato Z-11 entre 10-17g/t y dosificación de CuSO<sub>4</sub> entre 100-120g/t. La reducción de colector Z-11 a menos de 10g/t incrementa la recuperación de zinc mayor a 75% así varíe la dosificación de CuSO<sub>4</sub> entre 100-160g/t por tanto se recomienda dosificar 7g/t de Xantato Z-11 y 110 g/t de CuSO<sub>4</sub> para la flotación de la esfalerita en el circuito zinc.

**Figura 45: Efecto del CuSO<sub>4</sub> y Z-11 en la recuperación del Zn**



*Fuente: Elaboración propia*

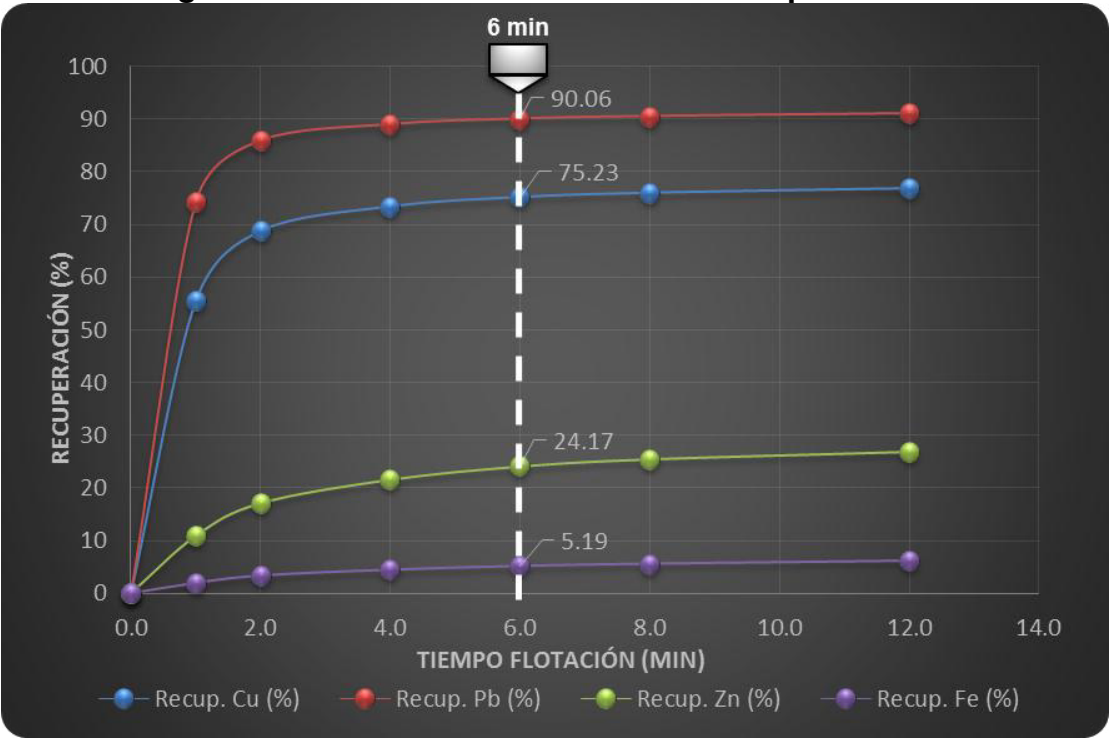
## 4.2 Análisis de la Cinética de Flotación

### 4.2.1 Cinética de Flotación Circuito bulk Cu-Pb

En la Figura 46 se observa que el tiempo adecuado de flotación es de 6 minutos, alcanzando recuperaciones en el concentrado bulk Cu-Pb alrededor de 90% para el plomo y 75 % para el cobre, con leyes de 14.8 % para el plomo y 3.36% para el Cu y con ley de zinc que llega a 13%.

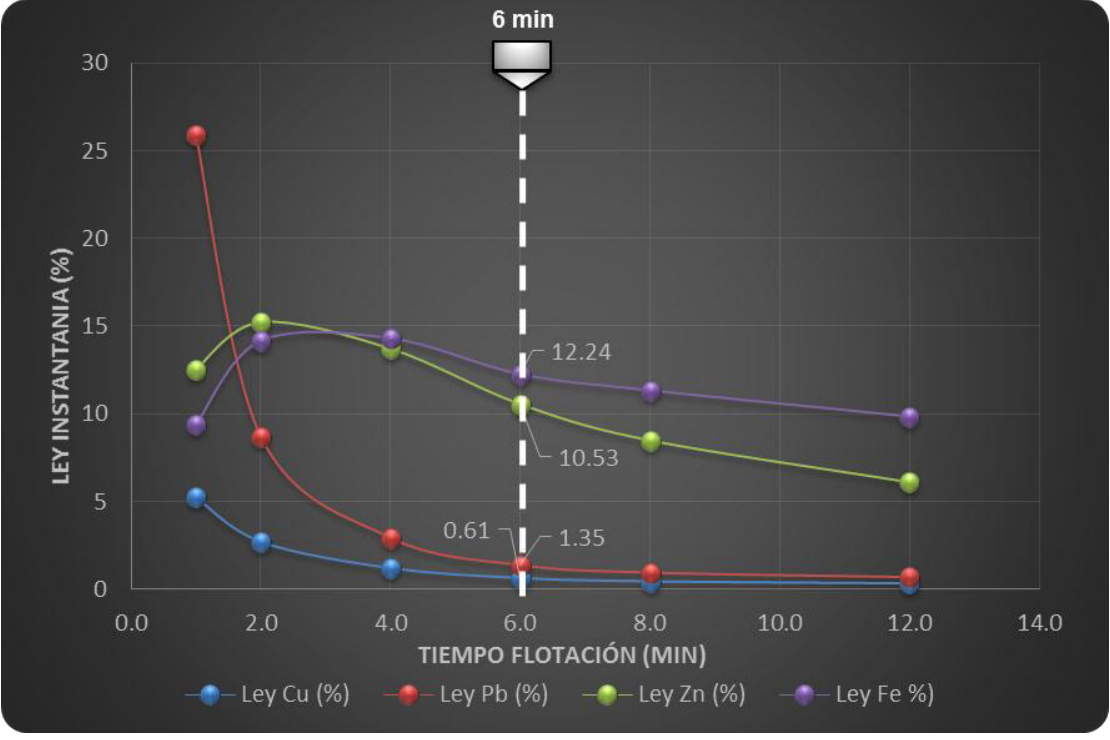


Figura 46: Cinética de flotación bulk-Recuperaciones

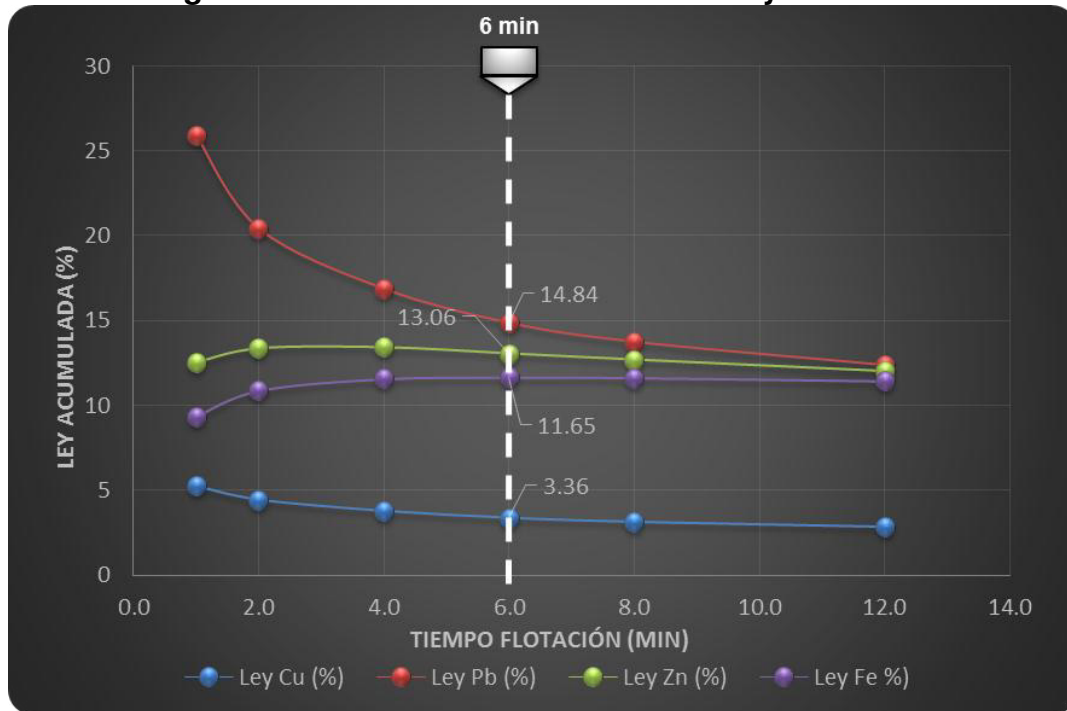


Fuente: Elaboración propia

Figura 47: Cinética de flotación bulk- Leyes Acumuladas



Fuente: Elaboración propia

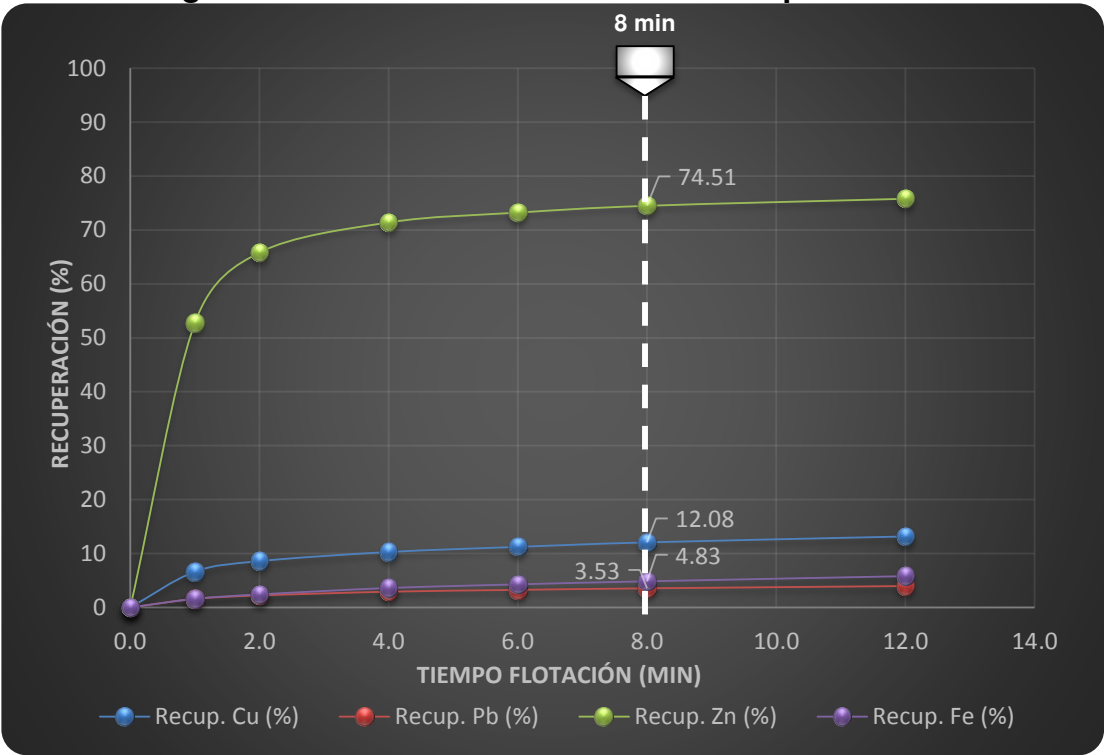
**Figura 48: Cinética de flotación bulk- Leyes Parciales**

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.2 Cinética de flotación Circuito zinc

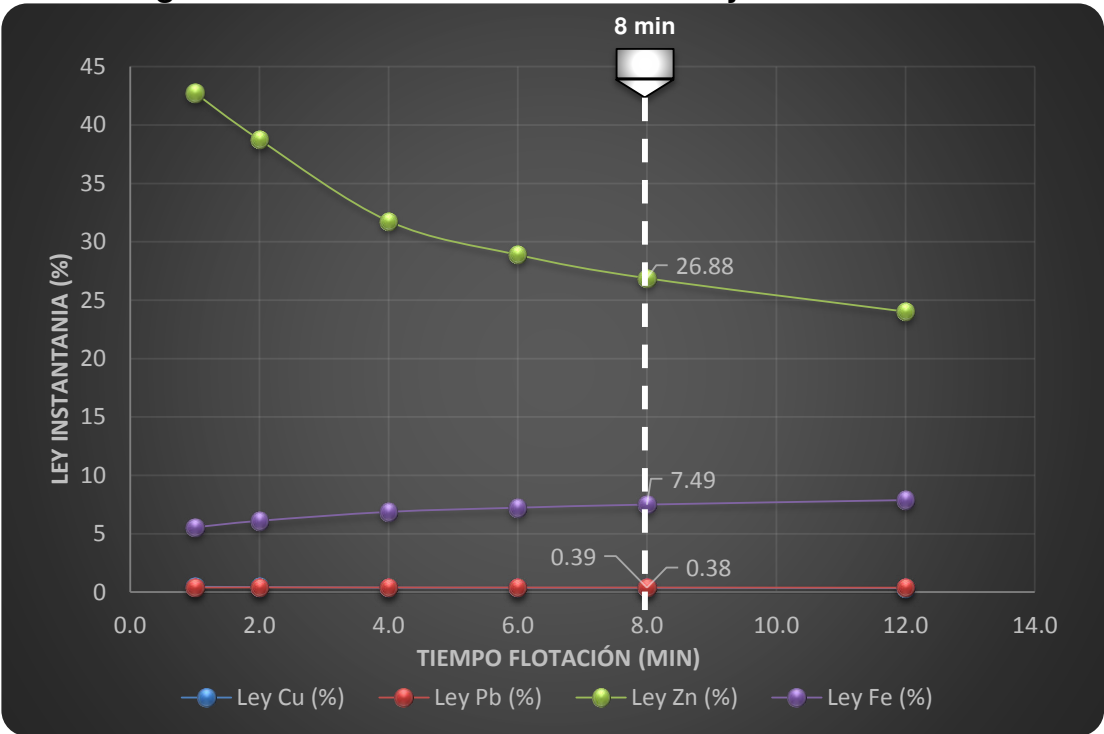
Según la Figura 49 se observa que el tiempo adecuado de flotación es de 8 minutos, alcanzando una recuperación de 74.5% de zinc, con ley de 26.8 % de zinc y con ley de cobre de 0.31 %.

Figura 49: Cinética de flotación Zn - Recuperaciones



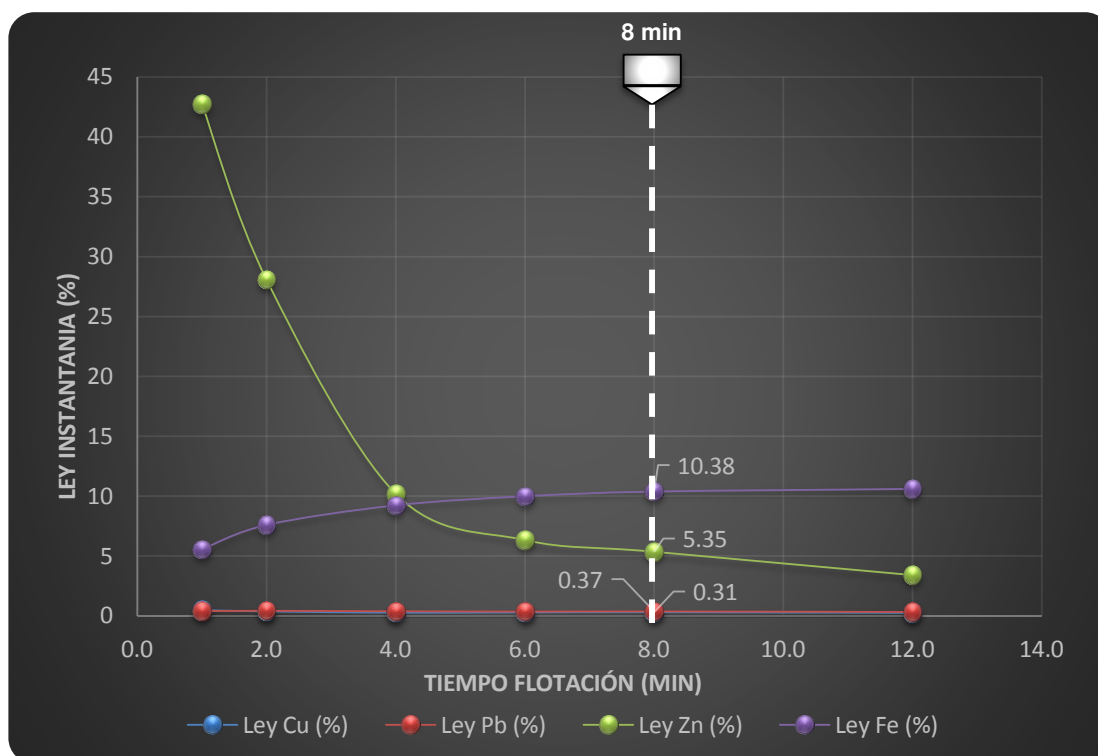
Fuente: Elaboración propia

Figura 50: Cinética de flotación Zinc-Leyes Acumuladas



Fuente: Elaboración propia

**Figura 51: Cinética de flotación Zinc-Leyes Parciales**



Fuente: Elaboración propia

### 4.3 Pruebas de Flotación en Circuito Abierto TCA

#### 4.3.1 Circuito bulk Cu-Pb

La mejor respuesta metalúrgica se obtienen en la prueba 3, cuyo concentrado contiene 45.73 % de plomo y 8.02 % de zinc.

Para lograr los resultados de la prueba 3, se requirió realizar una remolienda al concentrado rougher bulk Cu-Pb a un  $P_{80}$  de 35  $\mu\text{m}$ ; también fue necesario dosificar NaCN y  $\text{ZnSO}_4$  en las 3 etapas de limpieza para deprimir la esfalerita activada. En las pruebas 1 y 2 los resultados obtenidos son similares luego de aplicar 2 etapas de limpieza, el efecto de la remolienda aplicado al concentrado rougher de la prueba TCA-2 no es significativo. Comparando estos resultados con las leyes y recuperaciones calculadas del concentrado de segunda limpieza de la prueba TCA-3 donde se obtienen leyes de 34.80% en plomo y

10.67% en zinc, se aprecia una significativa diferencia y mejoramiento en la respuesta metalúrgica.

#### **4.3.2 Circuito de zinc**

La mejor respuesta metalúrgica se obtiene en la prueba 2, logrando una recuperación de zinc de 70.87 % y ley de zinc de 54.58 % en el concentrado de tercera limpieza de este circuito.

Para lograr este resultado fue necesario realizar remolienda al concentrado rougher a  $P_{80}$  de 45  $\mu\text{m}$ . Asimismo no fue necesario la adición de reactivos a excepción de espumante y cal para realizar las limpiezas a pH de 11.5.

#### **4.4 Pruebas de Flotación en Circuito Cerrado, (TCC)**

De los resultados obtenidos se calculó el balance metalúrgico proyectado que se describe a continuación y en el Cuadro N° 29:

##### **4.4.1 Balance Proyectado**

Este balance es calculado a partir de los 3 últimos ciclos de operación, donde el proceso alcanza condiciones de estabilidad en masas y leyes, simulando una operación continua de los circuitos de flotación bulk Cu-Pb y zinc en circuito cerrado. Este balance es calculado considerando como productos del proceso los siguientes:

- Concentrado Bulk Cu-Pb:
- Concentrado Zinc
- Relaves General

Los cuales son los productos que se obtendrían en el procesamiento a nivel industrial. Las recuperaciones finales de plomo, cobre y plata en el circuito bulk Cu-Pb son de 86.12 %, 66.19 % y 74.32 % respectivamente con leyes de 37.40 % en plomo, 7.65 % en cobre y 2494.48 g/t en Ag. En el circuito zinc la recuperación final alcanza el 87.59% con una calidad de concentrado de 55.80 %.

**Cuadro N° 29: Balance Metalúrgico Proyectado – Prueba de Flotación en Ciclo Cerrado**

Producto	Peso	Leyes						Distribución, %					
	%	Pb, %	Cu,%	Zn,%	Fe,%	Ag, g/t	As, %	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	As
Concentrado Bulk Cu/Pb	2.29	37.40	7.65	10.99	8.04	2494.48	2.43	86.12	66.19	7.74	1.43	74.32	60.24
Concentrado Zn	4.92	1.35	1.05	57.80	3.93	203.98	0.16	6.69	19.49	87.59	1.50	13.08	8.49
Relave General	92.79	0.08	0.04	0.16	13.47	10.43	0.03	7.19	14.33	4.66	97.07	12.60	31.26
Cabeza General	100.00	0.93	0.27	3.00	12.92	76.34	0.10	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Ratio of Concentration Bulk* 43.71

*Ratio of Concentration Zn* 20.32

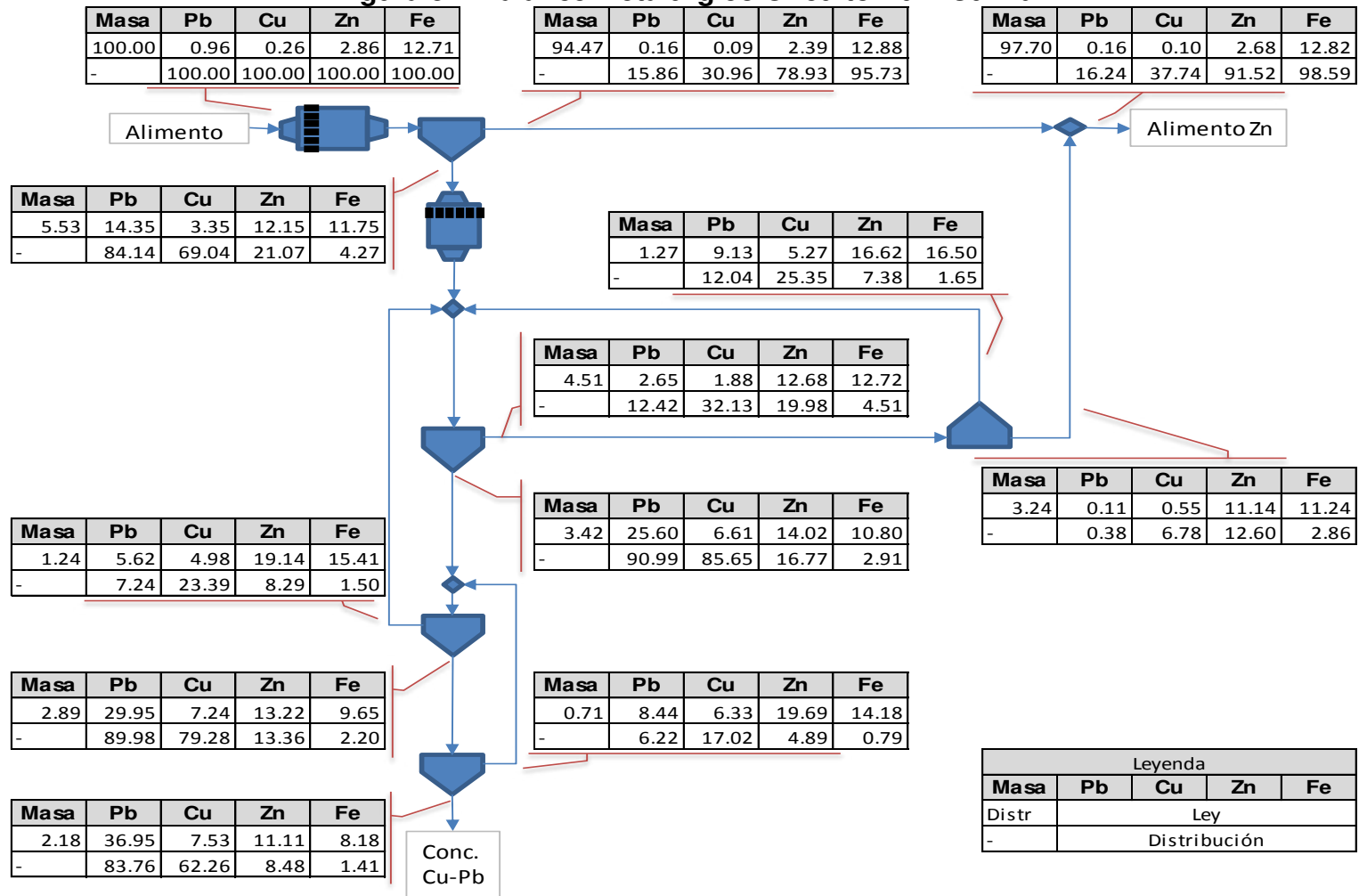
*Fuente: Elaboración propia*

### **6.8.1 Balance Metalúrgico Circuito Bulk y Circuito Zinc**

A partir de las masas y leyes del último ciclo de las prueba de ciclo cerrado se calculó el balance metalúrgico para la etapa de flotación rougher Cleaner 1, Cleaner 2 y Cleaner 3 y Cleaner Scavenger para cada circuito de flotación.

Los resultados de leyes, distribución de masa y distribución de los contenidos de finos del plomo, cobre, zinc y hierro para el circuito bulk Cu-Pb se muestran en el Figura 52 y para el circuito zinc en la Figura 53.

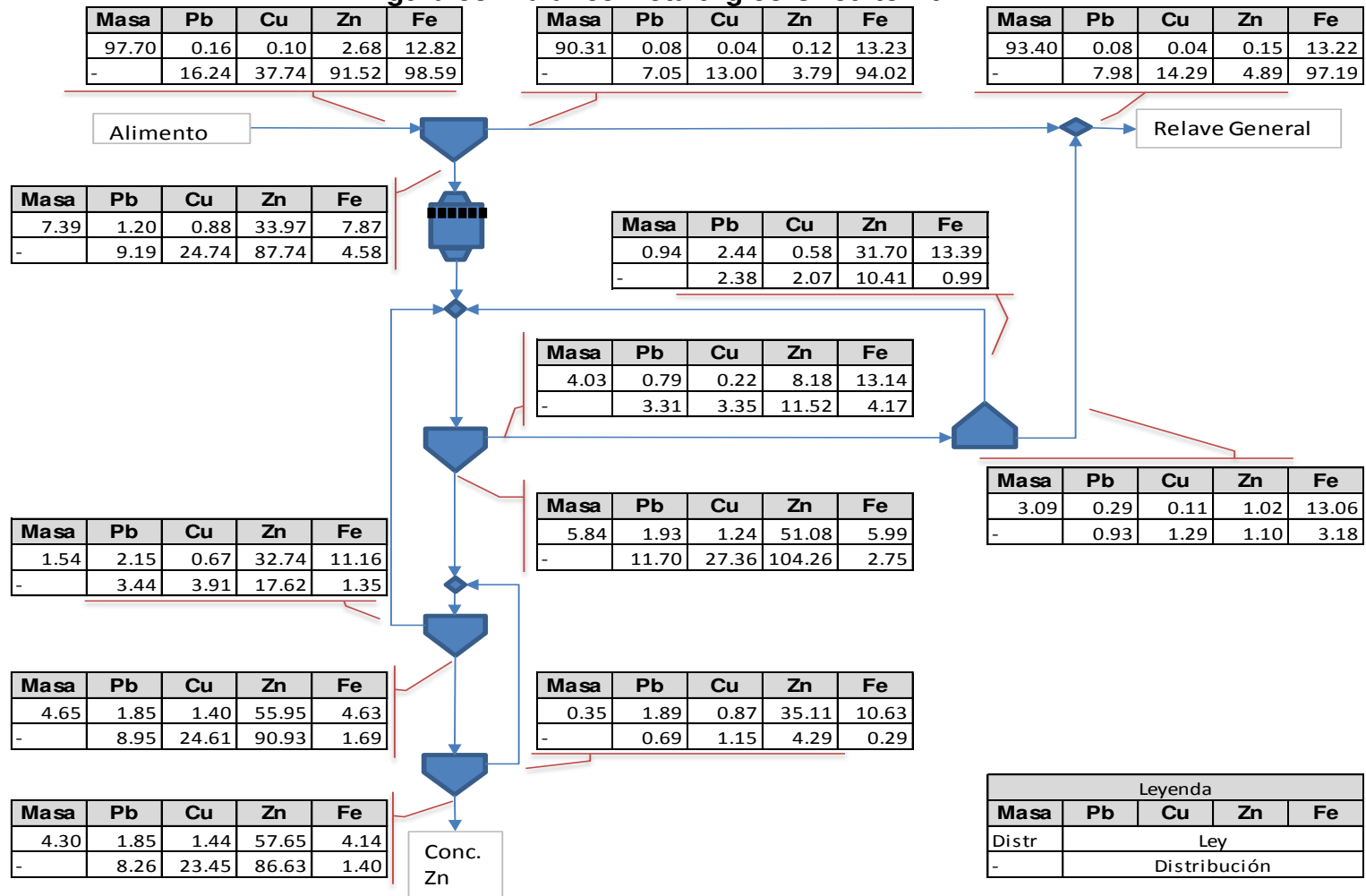
**Figura 52: Balance Metalúrgico Circuito Bulk Cu-Pb**



Fuente: Elaboración propia



**Figura 53: Balance Metalúrgico Circuito Bulk Zn**



Fuente: Elaboración propia

Ante los resultados obtenidos se menciona lo siguiente:

- El efecto de la recirculación de los *Middlings*, (medios), es más notorio en el circuito zinc, donde la recirculación de los relaves de limpieza zinc junto con la alimentación del relave cleaner-scavenger del circuito bulk Cu-Pb incrementa la recuperación de zinc de 74 % (obtenido en la pruebas ciclo abierto) a 87.78 %.
- Según el balance global, la recuperación de cobre decae a 65.61% en el balance proyectado de los 3 últimos ciclos, lo cual puede explicarse por la presencia de asociaciones mineralógicas entre cobre y zinc presente en el concentrado bulk Cu-Pb mencionados en la sección 4.1.1.2, los cuales son desplazados al circuito zinc en el relave cleaner-scavenger bulk, sin tener la oportunidad de regresar al circuito bulk Cu-Pb. Este comportamiento se refleja en el aumento del contenido de cobre en el concentrado zinc conforme se van ejecutando los ciclos de la prueba.
- Similar comportamiento ocurre con la plata y que por la configuración misma del diagrama de flujo planteado hace que el contenido de plata también aumente en el concentrado zinc final conforme transcurre los ciclos de la prueba.
- La ley final de plomo en el concentrado bulk Cu-Pb en los últimos 3 ciclos es de 37.40%, lo cual puede causar dificultad para la obtención de un concentrado comercial de plomo (> 50%) durante la separación del concentrado bulk.
- De las leyes de los relaves Cleaner-3 y Cleaner-2 obtenidos en el último ciclo de operación del circuito bulk Cu-Pb, se observa que sus contenidos en plomo son muy bajos (8% y 5% respectivamente) lo cual causaría dilución a los concentrados Cleaner bulk Cu-Pb de mayor ley que alimentan a las celdas de limpieza; se debería por lo tanto redefinir los puntos de recirculación de estas cargas circulantes hacia puntos que presenten similar ley de alimentación.

- La activación final de zinc llega a 7.74% en el circuito bulk Cu-Pb, con una ley de 10.99% siendo apropiado este contenido para realizar la separación Cu-Pb del concentrado bulk.

#### 4.5 Pruebas de Flotación de Separación Cu-Pb

La prueba de mejor respuesta metalúrgica a la separación corresponde al *Test P-12*, logrando una separación del 95.47% de cobre una ley comerciable de 25.55% para el concentrado Cu. El concentrado de plomo alcanza también una ley comerciable de 54.27%.

Estos resultados son logrados bajo las condiciones mostradas en el Cuadro N° 30.

**Cuadro N° 30: Condiciones *Test P-12* Separación Cu-Pb**

Prueba		P-12
Condición Operativas	Tiempo Flot, min pH Flot.	7 Natural
Dosificación Reactivos, g/t	Carbón Activado	233.33
	Mezcla BCS	60
	Colector 5100	10
	MIBC	13.33

*Fuente: Elaboración propia*

##### 4.5.1 Análisis de Contaminantes Arsénico-Antimonio.

El contenido de arsénico y antimonio representan un serio inconveniente según lo reportado en la prueba de ciclo cerrado con 2.43 % de As en el concentrado final bulk Cu-Pb. En el Cuadro N° 31, durante la separación Cu-Pb más del 90% de estos contaminantes se desplaza al concentrado rougher de cobre reportando leyes de 8.44% As y 5.99% Sb, no teniendo significancia la aplicación de más etapas de limpieza a este concentrado para no incrementar los contenidos de estas impurezas. En cuanto al contenido de plata más del 60% de este elemento se desplaza el concentrado de Cu.

**Cuadro N° 31: Análisis de Contaminantes Test P-12**

Productos	Leyes			Distribución, %		
	Ag, g/t	As, %	Sb, %	Ag	As	Sb
Conc. Cl-1 Cu	6067.00	8.73	6.20	68.94	90.64	90.49
Relave Cl-1 Cu	-	1.89	1.28	-	0.85	0.81
Conc. Ro Cu	-	8.44	5.99	-	91.49	91.30
Conc. plomo / Rlv. Cu	1286.00	0.33	0.24	36.29	8.51	8.70
Cabeza Calculada	2495.12	2.73	1.94	100.00	100.00	100.00

*Fuente: Elaboración propia*

Si bien el concentrado de cobre presenta ley de calidad comerciable de 25% Cu, con alto valor agregado en Ag (alrededor de 6000 g/t) la apreciable presencia de As y Sb limitarían su comercialización. Una alternativa a esta condición es formar mezclas con minerales de otros dominios geológicos para diluir estos contenidos.

El concentrado final de plomo presenta bajos contenido de As (0.33%), sin embargo alrededor del 80 % del zinc activado en el Circuito bulk Cu-Pb se desplaza a este concentrado presentando un contenido significativo de 10.55 % zinc.

#### **4.6 Análisis de la simulación.**

El Cuadro N° 32 muestra los resultados obtenidos tanto en leyes y recuperaciones para el concentrado final del circuito bulk obtenido de las siguientes formas

- Concentrado Bulk Compósito de los 3 últimos ciclos de la prueba de ciclo cerrado.
- Concentrado Bulk del último ciclo de la prueba de ciclo cerrado.
- Concentrado bulk calculado a partir de la simulación por el método de los Split Factors.

Se observa que para los 3 casos la ley de plomo no llega a superar el 40% de plomo, siendo la de menor ley el calculado por el método de los Split Factor

debido a que este método no contempla los efectos de la liberación de partículas en la remolienda bulk sin embargo este resultado es cercano a los obtenidos en las pruebas experimentales. Las leyes de Cu, Zn y Fe son similares para los 3 casos.

**Cuadro N° 32: Comparación de Concentrados Bulk Cu-Pb**

Prueba	Leyes, %				Recuperación, %				
	Pb	Cu	Zn	Fe	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe
Prueba Ciclo Cerrado: Compósito 3 últimos ciclos	37.40	7.65	10.99	8.04	2.29	86.12	66.19	7.74	1.43
Prueba Ciclo Cerrado: Último Ciclo	36.95	7.53	11.11	8.18	2.18	83.76	62.26	8.48	1.41
Calculado por Split Factor	33.57	7.83	10.80	7.03	2.22	88.27	73.58	8.16	1.19

*Fuente: Elaboración propia*

Tal como se observó en las pruebas de separación Cu-Pb, una ley menor a 40% de plomo en el bulk final impediría obtener un concentrado de plomo con ley de calidad comerciable (generalmente mayor al 50%). Esto se ratifica en la simulación realizada con el diagrama de flujo de la prueba de ciclo cerrado según los resultados del Cuadro N° 33, el cual incluye la etapa de separación Cu-Pb. De acuerdo a estos resultados la ley final de concentrado de plomo alcanza una ley de 44.27%.

Los cambios propuestos en el diagrama de flujo alternativo donde se cambian los puntos de recirculación para el relave Cleaner 3 y para el concentrado Cleaner Scavenger en el circuito bulk, influyeron notoriamente en la calidad del concentrado bulk final donde se logran leyes de 41.28% de plomo, 9.35% de cobre, 9.85% de zinc y 6.36% de hierro. Este concentrado bulk al pasar al circuito separación responde favorablemente al proceso obteniéndose un concentrado de plomo con calidad comerciable de 54.43% de plomo. La ley del concentrado de cobre supera al obtenido en las pruebas de flotación alcanzando una ley de 31.22% (Cuadro N° 34).

La Figura 54 y la Figura 55 muestran los diagrama de flujo evaluados incluyendo las leyes de Pb, Cu, Zn y Fe y la distribución de leyes y contenidos de finos para cada etapa de flotación.

**Cuadro N° 33: Resultados de Simulación-Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado**

Producto		Leyes, %				Distribución, %				
Item	Flujo	Pb	Cu	Zn	Fe	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Cabeza General	0.84	0.24	2.94	13.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
3	Cabeza Zn	0.10	0.06	2.76	13.20	97.78	11.73	26.42	91.84	98.81
4	Concentrado Rougher Bulk	15.11	3.71	11.63	11.46	4.96	88.76	77.92	19.63	4.35
14	Concentrado Bulk	33.57	7.83	10.80	7.03	2.22	88.27	73.58	8.16	1.19
16	Concentrado Pb	44.27	0.58	12.29	6.00	1.59	83.39	3.93	6.65	0.73
19	Concentrado Cu	6.54	26.16	7.05	9.62	0.63	4.88	69.65	1.51	0.46

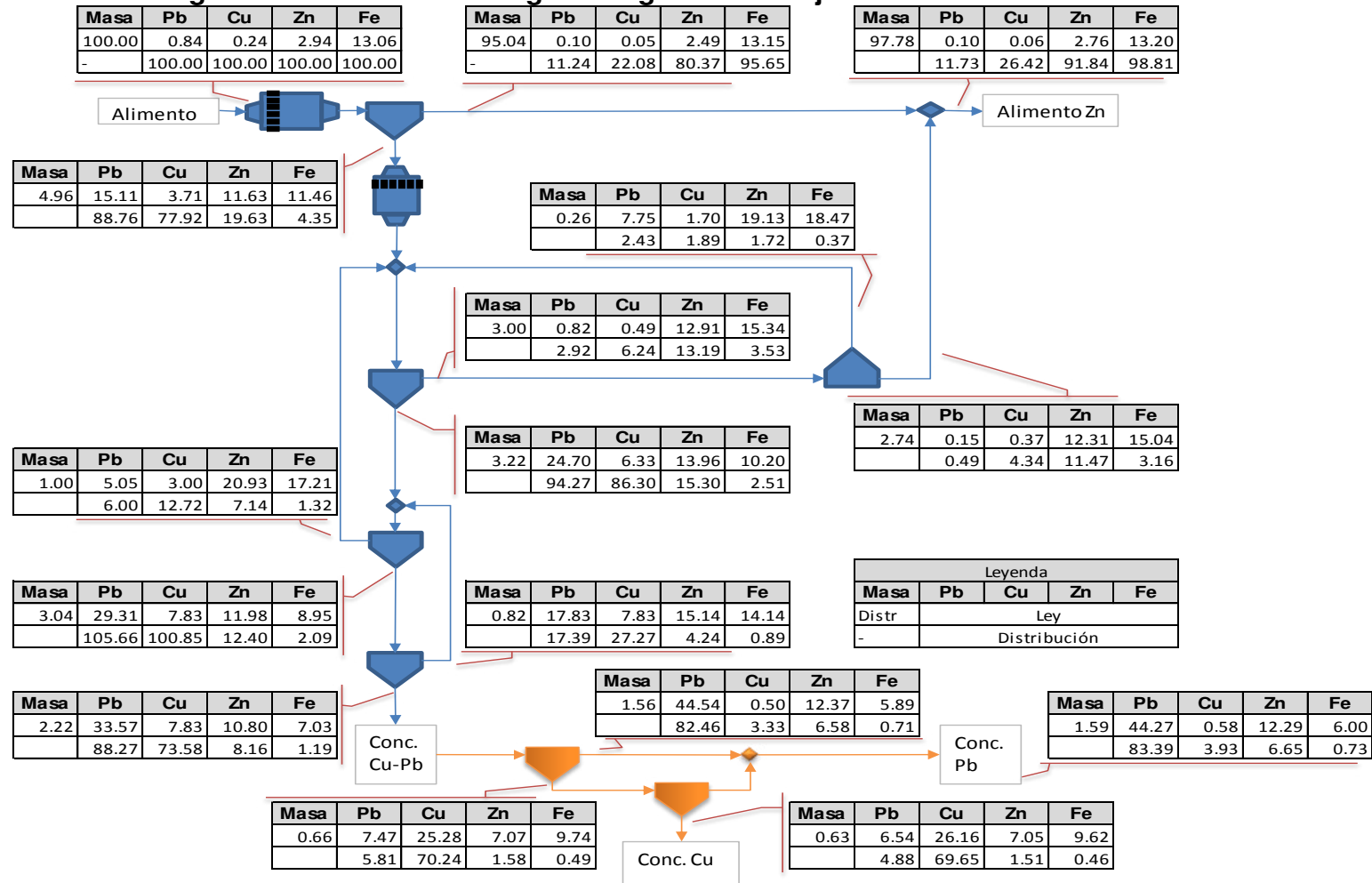
Fuente: Elaboración propia

**Cuadro N° 34: Resultados de Simulación-Diagrama de Flujo Alternativo**

Producto		Leyes, %				Distribución, %				
Item	Flujos	Pb	Cu	Zn	Fe	Peso	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Cabeza General	0.84	0.24	2.94	13.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
4	Cabeza Zn	0.11	0.07	2.81	13.19	98.21	12.66	29.35	94.01	99.13
7	Concentrado Rougher Bulk	16.20	4.19	12.26	11.48	5.01	96.16	88.85	20.91	4.40
14	Concentrado Bulk	41.28	9.35	9.85	6.36	1.79	87.34	70.65	5.99	0.87
16	Concentrado Pb	54.43	0.70	11.21	5.44	1.28	82.51	3.77	4.88	0.53
19	Concentrado Cu	8.05	31.22	6.43	8.71	0.51	4.83	66.88	1.11	0.34

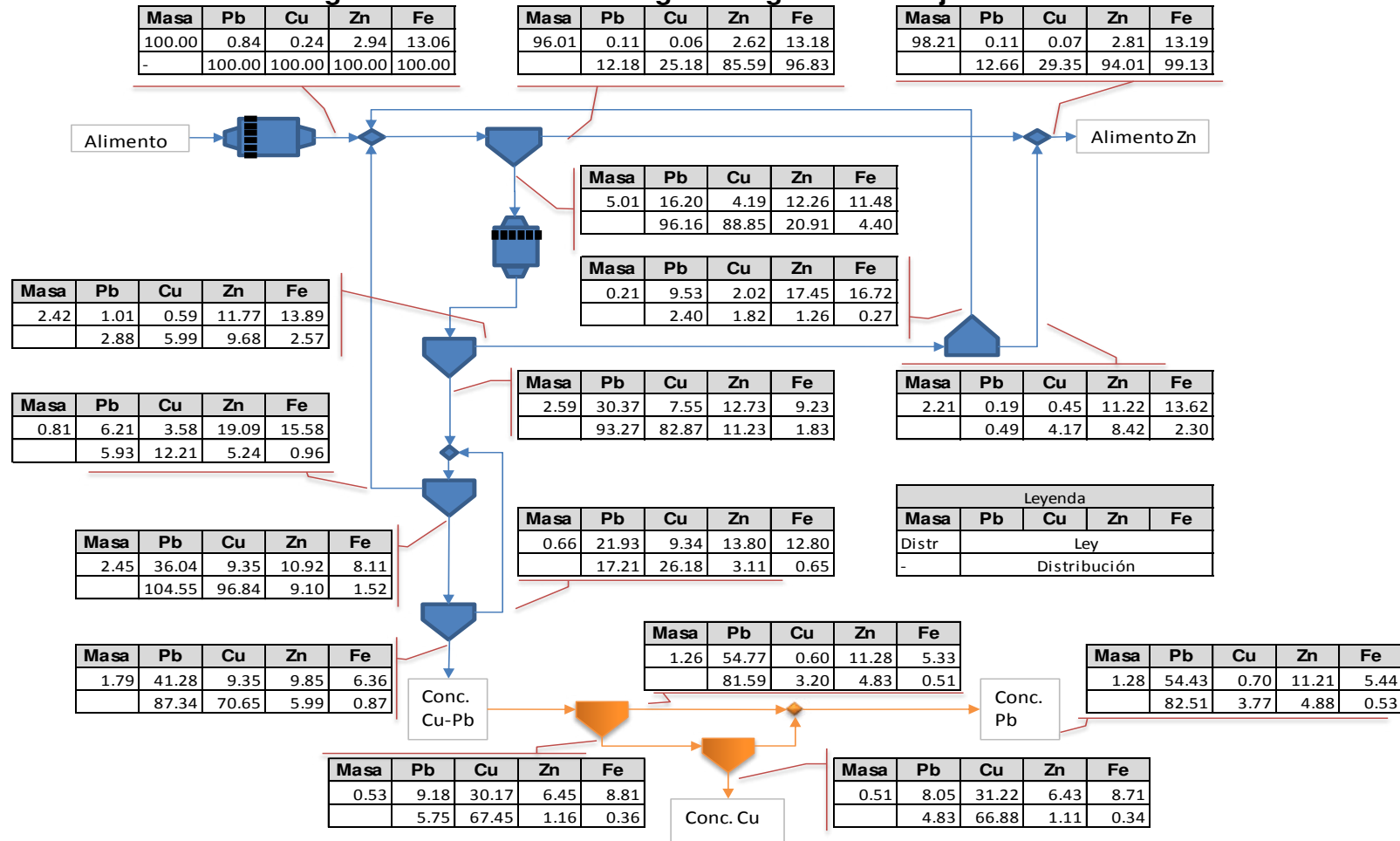
Fuente: Elaboración propia

**Figura 54: Balance Metalúrgico-Diagrama de Flujo de Prueba de Ciclo Cerrado**



Fuente: Elaboración propia

**Figura 55: Balance Metalúrgico-Diagrama de Flujo Alternativo**



Fuente: Elaboración propia



## CAPÍTULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 5.1 Conclusiones

- La determinación del análisis químico de la muestra del Compósito General indicó: 0.95 % de plomo, 0.27 % de cobre, 3.13 % de zinc y 72.8 g/t de plata, cuyas leyes están relacionadas a la presencia de galena y geocronita para el caso del plomo; calcopirita, cobre grises y secundarios para el caso del cobre; esfalerita para el caso de zinc y para el caso de la plata se presenta en asociaciones mineralógicas con los minerales de cobre y plomo.
- Las mejores condiciones para la flotación rougher en el circuito bulk Cu-Pb se logra a un  $P_{80}$  de 100 $\mu$ m; con una dosificación de 100g/t de NaCN y 400g/t de ZnSO<sub>4</sub> en la etapa de molienda, 12g/t de Z-11 y 20 g/t de MIBC, a un pH de 8.5 por 6 minutos.
- Para la limpieza del concentrado bulk Cu-Pb se realizó una etapa de remolienda a un  $P_{80}$  de 35 $\mu$ m y se dosificó 200g/t de ZnSO<sub>4</sub> y 20g/t de NaCN para 3 etapas de limpieza llevadas a un pH de 9.
- Las mejores condiciones para la flotación rougher del circuito zinc correspondió a una dosificación de 110g/t de CuSO<sub>4</sub>, 7g/t de Z-11 a pH un de 11 por 8 minutos.
- Para la limpieza del concentrado rougher de zinc se realizó una etapa de remolienda a  $P_{80}$  de 45 $\mu$ m a pH de 11.5.
- Los resultados finales de la prueba de ciclo cerrado indican recuperaciones finales de plomo, cobre y plata de 86%, 66% y 73% respectivamente en el concentrado bulk Cu-Pb, con leyes de 37.73% en plomo, 7.65% en cobre y 2495g/t en plata.
- El contenido de arsénico en el concentrado bulk Cu-Pb es alto con 2.43%, el cual se incrementó a 8.44% de As y 5.99% de antimonio en el

concentrado final de cobre luego de la separación Cu-Pb debido a la alta cantidad de cobres grises presente en la muestra.

- En el concentrado zinc la recuperación final alcanzó el 87.78% con ley de 56% de zinc y ley de plata de 203 g/t y poca presencia de contaminantes como hierro y arsénico.
- Las mejores condiciones con lo que se realizó la separación Cu-Pb del concentrado bulk Cu-Pb fue con una dosificación de 233.33g/t de carbón activado, 60g/t de la mezcla BCS, 10g/t de colector AP 5100 a pH natural por un tiempo de 7 minutos.
- En la separación Cu-Pb se obtiene una calidad de concentrado de cobre de 25.55 % y una calidad de concentrado de plomo de 54.27.

## 5.2 Recomendaciones

- Se recomienda realizar un estudio de optimización para la depresión de la esfalerita en el circuito bulk Cu-Pb, con el fin de disminuir su desplazamiento en el concentrado bulk Cu-Pb.
- Se recomienda evaluar diferentes diagramas de flujo para la flotación en circuito cerrado evaluando otros puntos de recepción de las cargas circulantes del proceso que influyen de manera notoria en los desplazamientos de cobre, plomo y zinc, tanto en el concentrado bulk Pb-Cu y concentrado de zinc.
- En vista del desplazamiento de cobre y plata en el circuito de zinc, identificado en la prueba de ciclo cerrado se recomienda un mayor estudio para disminuir este desplazamiento.
- Considerando los resultados de las pruebas de separación Cu-Pb, se recomienda realizar un estudio más detallado a fin de optimizar la dosificación de reactivos a niveles más económicos partiendo del uso del Z-11 y AP 5100 como colectores de cobre, y de las mezclas BCR y RCS para la depresión de los minerales de plomo y evaluar la influencia de estas variables en el proceso.
- Se recomienda realizar la caracterización mineralógica del concentrado bulk Cu-Pb, del concentrado de zinc, como también de los concentrados individuales de plomo y cobre.
- Se recomienda ampliar el análisis químico de los concentrados de cobre, plomo y zinc por otros contaminantes que disminuyen su valor comercial.

## BIBLIOGRAFÍA

- Azañero, A. (2010). Curso de Concentración y Flotación de Minerales. Lima - Perú.
- Barreto, J. (2008). Informe Visita Planta Concentradora Shorey. Lima: --.
- Buckley, A. N., & Woods, R. (1991). Adsorption of ethyl xanthate on freshly exposed galena surfaces. *Colloids and Surfaces*, Vol. 53, 33-45.
- Bulatovic, S. (2000). Plant Design for Copper Lead Separation at Concentrator Perú. Estados Unidos.
- Canta, E. (2007). Reemplazo del Bicromato y cianuro de sodio por la mezcla BCS en la separación Plomo – Cobre por flotación en la planta concentradora Amistad. Informe Técnico, PAN AMERICAN SILVER, Lima.
- Castillo Migone, J. (2006). Investigación metalurgica a nivel de planta piloto. Obtenidode: [http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistali/i\\_1/3.pdf](http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistali/i_1/3.pdf)
- Chander, S., & Fuerstenau. (1975). Sulphide minerals with thiol collectors: the chalcocite diethyl dithiophosphate system. 11th International Mineral Processing Congress, 583- 603.
- Eadington, P., & Prosser, A. P. (1982). Oxidation of lead sulphides in aqueous suspensions. *Trans. IMM, Sect. C: Min. Pro. Ext. Metall.*, 78-74.
- Esposito, M. C., Chander, S., & Aplan, F. (1987). Characterization of pyrite from coal source. *Process Metallurgy, VI, Transaction of Metallurgical Society/American Institute of Mining Engineers*, 475–493.
- Fernandez, S. (2007). Optimización del Proceso de Lixiviación en Medio Acido Oxidante de Concentrados de Sulfuro de Cobre. Lima, Perú: UNMSM.
- Gaudin, A. (1957). Flotation. ew York: McGraw-Hill Book Co.

- Gaudin, A., Miaw, H., & Spedden, H. (1957). Native floatability and crystal structure. Proc. 2nd Int. Congr. Surf. Activity. III, Electrical phenomena and Solid/Liquid Interface, 202–219.
- Guy, P., & Trahar, W. (1985). The effects of oxidation and mineral interaction on sulphide flotation. Flotation of Sulphide Minerals, K. S. E. Forssberg, 91-109.
- Hatch Asociados. (2013). Informe de Caracterización Mineralógica preparado para Hatch. Callao, Perú.
- Janetski, N. D., Woodburn, S., & Woods, R. (1977). An electrochemical investigation of pyrite flotation and depression. Inter. 1. Miner. Process, 227- 239.
- Kelsall, G. H., & Yin, Q. e. (1999). Electrochemical oxidation of pyrite in aqueous electrolytes. Electro-analytical Chemistry, 116-125.
- Majima, H., & Takeda, M. (1968). Electrochemistry studies of the xanthate-dixanthogen system on pyrite. Trans. AIME, 431–436.
- Manzaneda Cabala, J. (2010). Aplicación de Microscopía en el Procesamineto de Minerales de Flotación. Lima: UNI.
- Manzaneda, J. (2000). Eliminación del Bicromato de Sodio en la Separación Pb-Cu por Flotación. Arequipa.
- PAN AMERICAN SILVER. (2006). Memoria Descriptiva del Proceso Metalúrgico en Planta Concentradora Huuarón. Lima.
- Plaksin, I. N., & Miasnrkova, G. A. (1956). Some data on depression of pyrite by lime. Academy of Science SSSR N°4.
- Povarennyk, A. S. (1972). Crystal Chemical Classification of Minerals” (two vols.). New York: Plenum Press.

- Qin, Z., Yuehua, H., Guohua, G., & Zhenyuan, N. (2004). Electrochemical flotation of ethyl xanthate-pyrrhotite system. *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*, 1174 – 1179.
- Química Amtex S.A. (2006). Presentación Grupo Amtex. *Symposium Avances de Flotación de Minerales Polimetalicos*.
- SGS, C. (2016). Estudio Caracterización Mineralógica OL-OL260155\_Minera Horizonte\_Q917. Santiago-Chile.
- Sutherland, K. L., & Wark, I. W. (1955). Principles of flotation. *Austral-Asian Inst. Min. Metall*, 489-499.
- Tantaleán Vanini, G. (2004). La Metodología de la Investigación Experimental. Lima: UNMSM. Obtenido de [http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/libros/geologia/recur\\_metal/pag\\_41\\_45.pdf](http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/libros/geologia/recur_metal/pag_41_45.pdf)
- Tolun, R., & Kitchener, A. (1963). Electrochemical study of the galena-xanthate- oxygen flotation system. *Trans. Inst. Min. Metall*, 313- 322.
- Toperi, D., & Tolun, R. (1969). Electrochemical study and thermodynamic equilibrium of the galena-oxygen-xanthate flotation system. *Trans. IMM*, 191-197.
- Trahar, W. (1984). The influence of pulp potential in sulphide flotation. Parkville, Victoria. Australia: Australa. Inst. Min. Metall.
- Villegas, M. (2006). Reingeniería de la Metalurgia en Atacocha - 5º Congreso Nacional de Minería. Lima.
- Wark, I., & Cox, A. (1942). V-Conception of Adsorption Applied to Flotation Reagents. *Milling and Concentration*, No. 59.
- Zegarra, & Perez. (1998). Selección de Procedimientos de Separación de Cu-Pb Flotación y Optimización Económica. La Oroya - Perú.

## ANEXOS

**Anexo N° 1: Barrido ICP\_OES de Muestra "Compósito General"**

Elemento	Unidad	Método	COMPOSITO GENERAL	*DUP COMPOSITO GENERAL
Ag	PPM	ICP40B	72.8	69.9
Al	%	ICP40B	2.56	2.49
As	PPM	ICP40B	851	856
Ba	PPM	ICP40B	114	104
Be	PPM	ICP40B	<0.5	<0.5
Bi	PPM	ICP40B	107	102
Ca	%	ICP40B	10.35	9.83
Cd	PPM	ICP40B	82	76
Co	PPM	ICP40B	12	11
Cr	PPM	ICP40B	45	41
Cu	PPM	ICP40B	2665.2	2699.1
Fe	%	ICP40B	12.07	12.36
Ga	PPM	ICP40B	43	41
K	%	ICP40B	1.04	1.01
La	PPM	ICP40B	19.1	18.1
Li	PPM	ICP40B	15	15
Mg	%	ICP40B	0.81	0.8
Mn	PPM	ICP40B	>10000	>10000
Mo	PPM	ICP40B	17	16
Na	%	ICP40B	0.12	0.12
Nb	PPM	ICP40B	8	7
Ni	PPM	ICP40B	25	24
P	%	ICP40B	0.06	0.06
Pb	PPM	ICP40B	9300	9313
S	%	ICP40B	>10	>10
Sb	PPM	ICP40B	498	498
Sc	PPM	ICP40B	6.6	6.5
Sn	PPM	ICP40B	90	86
Sr	PPM	ICP40B	67.2	65.8
Ti	%	ICP40B	0.11	0.11
Tl	PPM	ICP40B	6	5
V	PPM	ICP40B	64	65
W	PPM	ICP40B	<10	14
Y	PPM	ICP40B	13.2	14
Zn	PPM	ICP40B	>10000	>10000

## Anexo N° 2: Pruebas de Cinética de Molienda

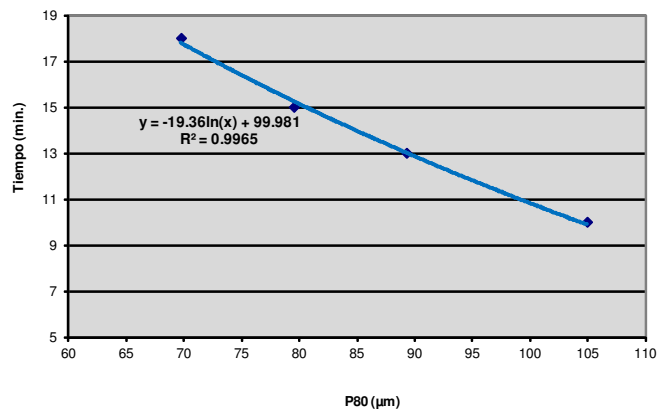
CINETICA DE MOLIENDA OL-0037-16 HORIZONTE

Fecha:	19/04/2016
Número OL:	0037-16
Muestra:	Compósito general
P80 requerido (µm):	100 µm
Responsable:	Raul Velasco

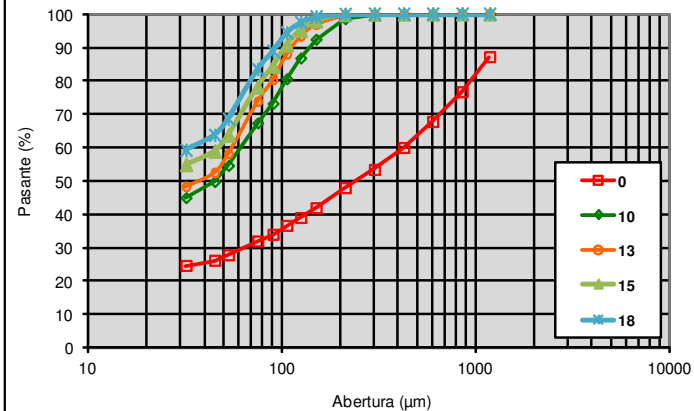
Tiempo

Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1			Tiempo 2			Tiempo 3			Tiempo 4			Tiempo 5		
		0			10			13			15			18		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
16	1180	128.90	12.89	87.11	0.40	0.04	99.96	0.10	0.01	99.99	0.10	0.01	99.99	0.00	0.00	100.00
20	850	105.20	10.52	76.59	0.30	0.03	99.93	0.10	0.01	99.98	0.10	0.01	99.98	0.00	0.00	100.00
30	600	89.10	8.91	67.68	0.30	0.03	99.90	0.10	0.01	99.97	0.10	0.01	99.97	0.00	0.00	100.00
40	425	78.10	7.81	59.87	0.70	0.07	99.83	0.10	0.01	99.96	0.20	0.02	99.95	0.00	0.00	100.00
50	300	65.50	6.55	53.32	1.90	0.19	99.64	0.40	0.04	99.92	0.30	0.03	99.92	0.00	0.00	100.00
70	212	54.90	5.49	47.83	11.30	1.13	98.51	2.70	0.27	99.65	1.50	0.15	99.77	0.60	0.06	99.94
100	150	60.20	6.02	41.81	61.80	6.18	92.33	27.70	2.77	96.88	18.70	1.87	97.90	7.60	0.76	99.18
120	125	29.20	2.92	38.89	56.10	5.61	86.72	35.30	3.53	93.35	28.00	2.80	95.10	16.70	1.67	97.51
140	106	23.50	2.35	36.54	62.30	6.23	80.49	53.50	5.35	88.00	44.20	4.42	90.68	31.30	3.13	94.38
170	90	26.90	2.69	33.85	73.90	7.39	73.10	76.90	7.69	80.31	64.50	6.45	84.23	55.20	5.52	88.86
200	75	19.90	1.99	31.86	58.50	5.85	67.25	65.40	6.54	73.77	61.40	6.14	78.09	54.90	5.49	83.37
270	53	41.80	4.18	27.68	127.70	12.77	54.48	156.80	15.68	58.09	144.40	14.44	63.65	148.60	14.86	68.51
325	45	16.00	1.60	26.08	48.00	4.80	49.68	56.70	5.67	52.42	48.10	4.81	58.84	48.50	4.85	63.66
400	32	15.60	1.56	24.52	48.30	4.83	44.85	41.60	4.16	48.26	40.50	4.05	54.79	44.90	4.49	59.17
-400	-	245.20	24.52		448.50	44.85		482.60	48.26		547.90	54.79		591.70	59.17	
Peso Muestra (g)		1000.00			1000.00			1000.00			1000.00			1000.00		
Tpo. Mol. (min)		#REF!			10.00			13.00			15.00			18.00		
P <sub>80</sub> (µm)		949.81			104.91			89.26			79.50			69.72		

Cinética de Molienda



Perfil Granulométrico





### **Anexo N° 3: Análisis Granulométrico Valorado "Compósito General"**

### Análisis Granulométrico Valorado

<b>OL Proyecto</b>	OL-0037-16
<b>Prueba</b>	1
<b>ID Muestra</b>	Compósito general
<b>K80</b>	100 um
<b>Fecha</b>	20/04/2016

Malla ASTM N°	Abertura, µm	Peso		Leyes											
				Cu, %		Pb, %		Zn, %		Au, g/t		Ag, g/t		Fe, %	
		g	%	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado
70	212	10.10	1.01	0.11	0.11	0.24	0.24	1.35	1.35	0.15	0.15	23.18	23.18	16.69	16.69
100	150	50.10	5.02	0.16	0.15	0.49	0.45	2.42	2.24	0.18	0.17	43.76	40.31	17.71	17.54
140	106	109.50	10.97	0.20	0.18	0.67	0.59	2.95	2.70	0.17	0.17	60.54	53.36	16.42	16.82
200	75	133.00	13.33	0.25	0.21	0.88	0.72	3.45	3.03	0.18	0.17	71.16	61.18	15.53	16.25
270	53	152.20	15.25	0.32	0.25	1.25	0.90	4.02	3.36	0.21	0.19	90.00	70.82	17.88	16.80
400	38	48.30	4.84	0.33	0.26	1.35	0.94	3.61	3.38	0.23	0.19	90.18	72.68	16.15	16.73
-400	-38	494.60	49.57	0.29	0.27	1.08	1.01	2.76	3.07	0.22	0.21	79.87	76.25	9.64	13.22
Cabeza Calculada		997.80	100.00	0.27		1.01		3.07		0.21		76.25		13.22	
Cabeza Analizada		1000.00		0.27		0.95		3.13		-		72.80		12.35	
Contabilidad				1.00	1.06		0.98				1.05		1.07		

Malla ASTM N°	Abertura, µm	Peso		Distribución, %											
				Cu		Pb		Zn		Au		Ag		Fe	
		g	%	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado	Parcial	Acumulado
70	212	10.10	1.01	0.4	0.39	0.24	0.24	0.44	0.44	0.75	0.75	0.31	0.31	1.28	1.28
100	150	50.10	5.02	2.9	3.34	2.44	2.68	3.95	4.40	4.28	5.03	2.88	3.19	6.73	8.01
140	106	109.50	10.97	8.1	11.48	7.29	9.96	10.53	14.92	9.24	14.27	8.71	11.90	13.63	21.64
200	75	133.00	13.33	12.0	23.52	11.62	21.59	14.96	29.88	11.29	25.57	12.44	24.34	15.66	37.30
270	53	152.20	15.25	18.1	41.66	18.89	40.48	19.94	49.82	15.29	40.85	18.01	42.35	20.63	57.93
400	38	48.30	4.84	5.9	47.58	6.48	46.95	5.68	55.51	5.39	46.24	5.73	48.07	5.91	63.85
-400	-38	494.60	49.57	52.4	100.00	53.05	100.00	44.49	100.00	53.76	100.00	51.93	100.00	36.15	100.00
Cabeza Calculada		997.80	100.00	100.00		100.00		100.00		100.00		100.00		100.00	
Cabeza Analizada		1000.00													
Contabilidad															

#### Anexo N° 4: Pruebas de Flotación Rougher/Scavenger

Test N° :	1	Molino:	5
Operador:	RKVH	% Sol. (Molienda):	67
Fecha :	22/042016	% Sol. (Flot):	33
Muestra:	Compósito General	Tipo de Agua:	Agua de caño
p80 Molienda, um:	100	p80 Remolienda, um:	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda	0.20	250						10'50"			7.85
Acond. Rougher Bk	0.14	50	10	10	50		15		5		8.50
Flotación Ro Bk										3	8.50
Acond. Scavenger Bk	0.05	100	5	2	25		10		2		8.50
Flotación Scv Bk										2	8.50
Acond. Rougher Zn	0.81			15		100	15		5		11.00
Flotación Ro Zn										5	11.00
Acond. Scavenger Zn	0.12			2			10		2		11.00
Flotación Scv Zn										3	11.00
	1.32	400	15	29	75	100	50				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	55.20	5.53	4.13	17.68	18.63	9.49	79.88	90.59	33.80	4.30
Conc. Scavenger Bulk	10.60	1.06	0.78	1.53	11.22	14.58	2.88	1.51	3.91	1.27
Conc. Rougher Zn	60.00	6.01	0.34	0.38	29.92	7.85	7.15	2.12	59.00	3.87
Conc. Scavenger Zn	8.50	0.85	0.14	0.23	1.61	12.92	0.41	0.18	0.45	0.90
Relave General	863.30	86.54	0.03	0.07	0.10	12.65	9.68	5.61	2.84	89.66
Cabeza Calculada	997.60	100.00	0.29	1.08	3.05	12.21	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			1.05	1.14	0.97	0.99				

#### BULK

Productos	Leyes				Distribución, %			
	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Cu-Pb	3.59	15.08	17.44	10.31	82.76	92.09	37.71	5.57
Cabeza Zn	0.05	0.09	2.03	12.34	17.24	7.91	62.29	94.43

<b>Test N° :</b>	2	<b>Molino:</b>	5
<b>Operador:</b>	RKVH	<b>% Sol. (Molienda):</b>	67
<b>Fecha :</b>	22/042016	<b>% Sol. (Flot):</b>	33
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>Tipo de Agua:</b>	Agua de caño
<b>p80 Molienda, um:</b>	100	<b>p80 Remolienda, um:</b>	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda	0.20	300						10'50"			7.8
Acond. Rougher Bk	0.15			10	75		15		5		8.5
Flotación Ro Bk										3	8.5
Acond. Scavenger Bk	0.07	100		2	25		10		2		8.5
Flotación Scv Bk										2	8.5
Acond. Rougher Zn	0.81			5		160	15		5		11.0
Flotación Ro Zn										5	11.0
Acond. Scavenger Zn	0.13			2			10		2		11.0
Flotación Scv Zn										3	11.0
	1.36	400	0	19	100	160	50				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	26.00	2.61	5.38	26.24	13.99	9.74	62.43	80.70	12.38	2.11
Conc. Scavenger Bulk	12.40	1.24	1.45	4.40	11.57	15.23	8.01	6.45	4.88	1.57
Conc. Rougher Zn	62.30	6.25	0.50	0.67	37.15	7.63	13.90	4.94	78.78	3.96
Conc. Scavenger Zn	11.60	1.16	0.28	0.43	2.40	15.02	1.44	0.59	0.95	1.45
Relave General	884.20	88.73	0.04	0.07	0.10	12.34	14.21	7.32	3.01	90.90
Cabeza Calculada	996.50	100.00	0.22	0.85	2.95	12.04	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.83	0.89	0.94	0.98				

## BULK

Productos	Leyes				Distribución, %			
	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Cu-Pb	4.11	19.19	13.21	11.51	70.45	87.15	17.26	3.68
Cabeza Zn	0.07	0.11	2.54	12.07	29.55	12.85	82.74	96.32

<b>Test N° :</b>	3	<b>Molino:</b>	5
<b>Operador:</b>	RKVH	<b>% Sol. (Molienda):</b>	67
<b>Fecha :</b>	22/042016	<b>% Sol. (Flot):</b>	33
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>Tipo de Agua:</b>	Agua de caño
<b>p80 Molienda, um:</b>	100	<b>p80 Remolienda, um:</b>	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400						10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.31			10	100		15		5		7.2
Flotación Ro Bk										3	8.5
Acond. Scavenger Bk	0.07	100		2	25		10		2		8.5
Flotación Scv Bk										2	8.5
Acond. Rougher Zn	0.9			5		110	15		5		11.0
Flotación Ro Zn										5	11.0
Acond. Scavenger Zn	0.11			2			10		2		11.0
Flotación Scv Zn										3	11.0
	1.39	500	0	19	125	110	50				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	33.70	3.39	5.08	23.19	11.89	10.51	68.10	85.34	13.50	2.94
Conc. Scavenger Bulk	8.30	0.83	0.91	3.54	9.46	13.56	2.99	3.21	2.65	0.93
Conc. Rougher Zn	62.90	6.32	0.50	0.45	35.00	6.75	12.51	3.09	74.18	3.53
Conc. Scavenger Zn	14.00	1.41	0.38	0.46	7.37	12.55	2.11	0.70	3.48	1.46
Relave General	876.40	88.05	0.04	0.08	0.21	12.52	14.29	7.66	6.20	91.14
Cabeza Calculada	995.30	100.00	0.25	0.92	2.98	12.10	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.93	0.97	0.95	0.98				

## BULK

Productos	Leyes				Distribución, %			
	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Cu-Pb	4.26	19.31	11.41	11.11	71.09	88.55	16.15	3.88
Cabeza Zn	0.08	0.11	2.61	12.14	28.91	11.45	83.85	96.12

Test N° :	4	Molino:	5
Operador:	RKVH	% Sol. (Molienda):	67
Fecha :	26/042016	% Sol. (Flot):	33
Muestra:	Compósito General	Tipo de Agua:	Agua de caño
p80 Molienda, um:	100	p80 Remolienda, um:	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda		400			100			10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.48			10			15		2		7.2
Flotación Ro Bk										3	9.5
Acond. Scavenger Bk	0.07	100		2	25		10		1		9.5
Flotación Scv Bk										2	
	0.55	500	0	12	125	0	25				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	37.27	3.74	3.85	21.90	11.33	9.52	55.67	87.63	14.05	2.82
Relave Bulk	960.18	96.26	0.12	0.120	2.69	12.73	44.33	12.37	85.95	97.18
Cabeza Calculada	997.45	100.00	0.26	0.93	3.01	12.61	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.95	0.98	0.96	1.02				

<b>Test N° :</b>	5	<b>Molino:</b>	5
<b>Operador:</b>	RKVH	<b>% Sol. (Molienda):</b>	67
<b>Fecha :</b>	26/042016	<b>% Sol. (Flot):</b>	33
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>Tipo de Agua:</b>	Agua de caño
<b>p80 Molienda, um:</b>	100	<b>p80 Remolienda, um:</b>	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400			100			10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.49		12				15		2		7.2
Flotación Ro Bk										6	9.5
	0.49	400	12	0	100	0	15				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	47.51	4.76	3.68	17.21	12.57	10.89	72.42	90.52	20.67	4.92
Relave Bulk	951.09	95.24	0.07	0.090	2.41	10.51	27.58	9.48	79.33	95.08
Cabeza Calculada	998.60	100.00	0.24	0.90	2.89	10.53	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.89	0.95	0.92	0.85				

<b>Test N° :</b>	6	<b>Molino:</b>	5
<b>Operador:</b>	RKVH	<b>% Sol. (Molienda):</b>	67
<b>Fecha :</b>	26/042016	<b>% Sol. (Flot):</b>	33
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>Tipo de Agua:</b>	Agua de caño
<b>p80 Molienda, um:</b>	100	<b>p80 Remolienda, um:</b>	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400			150			10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.46		-	12			15		2		7.2
Flotación Ro Bk										6	9.5
	0.46	400	0	12	150	0	15				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	39.97	4.01	4.16	20.61	11.07	10.34	67.18	88.68	15.16	3.58
Relave Bulk	955.73	95.99	0.09	0.110	2.59	11.66	32.82	11.32	84.84	96.42
Cabeza Calculada	995.70	100.00	0.25	0.93	2.93	11.61	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.91	0.98	0.94	0.94				

<b>Test N° :</b>	7	<b>Molino:</b>	5
<b>Operador:</b>	RKVH	<b>% Sol. (Molienda):</b>	67
<b>Fecha :</b>	26/042016	<b>% Sol. (Flot):</b>	33
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>Tipo de Agua:</b>	Agua de caño
<b>p80 Molienda, um:</b>	125	<b>p80 Remolienda, um:</b>	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO4	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO4	MIBC	Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda		400			100			6'30"			
Acond. Rougher Bk	0.45			12			15		2		7.6
Flotación Ro Bk										6	9.5
	0.45	400	0	12	100	0	15				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	38.55	3.89	3.94	19.72	13.41	9.81	64.16	85.98	18.49	3.64
Relave Bulk	953.30	96.11	0.09	0.130	2.39	10.51	35.84	14.02	81.51	96.36
Cabeza Calculada	991.85	100.00	0.24	0.89	2.82	10.48	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.88	0.94	0.90	0.85				



Test N° :	8	Molino:	5
Operador:	RKVH	% Sol. (Molienda):	67
Fecha :	26/042016	% Sol. (Flot):	33
Muestra:	Compósito General	Tipo de Agua:	Agua de caño
p80 Molienda, um:	75	p80 Remolienda, um:	-

Etapas	Reactivos , g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO4	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO4	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400			100			16'24"			
Acond. Rougher Bk	0.5			12			15		2		7.6
Flotación Ro Bk										6	9.5
	0.50	400	0	12	100	0	15				

Productos	Peso		Leyes				Distribución, %			
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. Rougher Bulk	39.17	3.93	4.53	21.39	10.68	10.25	67.30	88.83	13.92	3.33
Relave Bulk	958.11	96.07	0.09	0.110	2.70	12.17	32.70	11.17	86.08	96.67
Cabeza Calculada	997.28	100.00	0.26	0.95	3.01	12.09	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35				
Contabilidad			0.97	1.00	0.96	0.98				

## Anexo N° 5: Prueba de Flotación en Circuito Abierto (TCA)

### Condiciones de la Muestra

Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	07/05/2016	Responsable:	Raúl Velasco
Ciente:	Consorcio Minero Horizonte	Peso inicial (g):		P <sub>80</sub> molienda (µm):	100
Test N°:	12	% Sol. (Molienda):	65	P <sub>80</sub> re-molienda (µm):	-
Muestra:	Composito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Agua de Caño

### Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda		400			100			10' 50"			
Acond. Rougher Bk	0.25			12			20		2		7.60
Flotación Ro Bk										6	8.50
Acond. Cleaner 1	0.04						5		1		9.00
Cleaner 1										4	9.00
Acond. Cleaner Scavenger	0.02	30		5					1		9.00
Cleaner Scavenger										4	9.00
Acond. Cleaner 2	0.02						5		1		9.00
Cleaner 2										3	9.00
Acond. Rougher Zn	0.9			5		110	20		5		11.00
Flotación Ro Zn										8	11.00
Acond. Cleaner 1	0.05						10		1		11.50
Cleaner 1										7	11.50
Acond. Cleaner Scavenger	0.03					5	5		1		11.50
Cleaner Scavenger										6	11.50
Acond. Cleaner 2	0.03						5		1		11.50
Cleaner 2										6	11.50
Acond. Cleaner 3	0.03						5		1		11.50
Cleaner 3										5	11.50
	1.37	430	0	22	100	115	75				

### Balance Productos

Productos	Peso		Leyes		Distribución, %	
	g	%	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %
Concentrado Bulk	27.02	2.72	26.90	15.58	79.50	14.04
Rlv Bk Cl2	5.49	0.55	6.96	13.81	4.18	2.53
Concentrado Bk Cl- Scv	6.02	0.61	7.15	21.33	4.71	4.28
Rlv Bk Cl- Scv	13.28	1.34	0.71	4.75	1.03	2.10
Conc Ro Bulk	51.81	5.21	15.78	13.28	89.42	22.95
Concentrado Zn	34.96	3.52	0.47	55.19	1.80	64.36
Rlv Zn Cl3	1.81	0.18	0.92	25.17	0.18	1.52
Rlv Zn Cl2	7.34	0.74	0.71	12.32	0.57	3.02
Concentrado Zn Cl- Scv	9.29	0.93	1.02	15.82	1.03	4.90
Rlv Zn Cl- Scv	25.49	2.56	0.14	0.43	0.39	0.37
Conc. Ro Zn	78.89	7.94	0.46	28.18	3.97	74.17
Relave Gral	863.30	86.85	0.07	0.10	6.61	2.88
Cabeza Calculada	994.00	100.00	0.92	3.02	193.39	197.12
Cabeza Analizada	0.00		0.95	3.13		
Contabilidad			0.97	0.96		

## Condiciones de la Muestra

Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	07/05/2016	Responsable:	Raúl Velasco
Cliente:	Consorcio Minero Horizonte	Peso inicial (g):		P <sub>90</sub> molienda (µm):	100
Test N°:	13	% Sol. (Molienda):	65	P <sub>90</sub> re-molienda (µm):	-
Muestra:	Compósito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Agua de Caño

## Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400			100			10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.23			12			20		2		7.60
Flotación Ro Bk										6	8.50
Remolienda								23"			
Acond. Cleaner 1	0.01						5		1		9.00
Cleaner 1										4	9.00
Acond. Cleaner Scavenger	0.02	30		5					1		9.00
Cleaner Scavenger										4	9.00
Acond. Cleaner 2	0.01						5		1		9.00
Cleaner 2										3	9.00
Acond. Rougher Zn	0.81			5		110	20		5		11.00
Flotación Ro Zn										8	11.00
Remolienda								122"			
Acond. Cleaner 1	0.06						10		1		11.50
Cleaner 1										7	11.50
Acond. Cleaner Scavenger	0.07					5	5		1		11.50
Cleaner Scavenger										6	11.50
Acond. Cleaner 2	0.03						5		1		11.50
Cleaner 2										6	11.50
Acond. Cleaner 3	0.04						5		1		11.50
Cleaner 3										5	11.50
	1.28	430	0	22	100	115	75				

## Balance Productos

Productos	Peso		Leyes		Distribución, %	
	g	%	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %
Concentrado Bulk	26.47	2.69	26.88	16.60	81.20	14.76
Rlv Bk Cl2	4.46	0.45	3.77	12.06	1.92	1.81
Concentrado Bk Cl- Scv	5.02	0.51	6.19	13.23	3.54	2.23
Rlv Bk Cl- Scv	17.03	1.73	0.81	6.50	1.57	3.72
Conc Ro Bulk	52.98	5.38	14.59	12.65	88.25	22.52
Concentrado Zn	38.65	3.92	0.99	54.58	4.35	70.87
Rlv Zn Cl3	3.82	0.39	1.05	9.97	0.46	1.28
Rlv Zn Cl2	12.55	1.27	0.30	1.58	0.43	0.67
Concentrado Zn Cl- Scv	6.91	0.70	0.27	6.85	0.21	1.59
Rlv Zn Cl- Scv	27.16	2.76	0.17	0.58	0.53	0.53
Conc. Ro Zn	89.09	9.04	0.59	25.04	5.98	74.93
Relave Gral	843.26	85.58	0.06	0.09	5.78	2.55
Cabeza Calculada	985.33	100.00	0.89	3.02	194.22	197.45
Cabeza Analizada			0.95	3.13		
Contabilidad			0.94	0.97		

## Condiciones de la Muestra

Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	11/05/2016	Responsable:	Raúl Velasco
Cliente:	Consorcio Minero Horizonte	Peso inicial (g):		P <sub>80</sub> molienda (µm):	100
Test N°:	14	% Sol. (Molienda):	65	P <sub>80</sub> re-molienda (µm):	35
Muestra:	Compósito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Agua de Caño

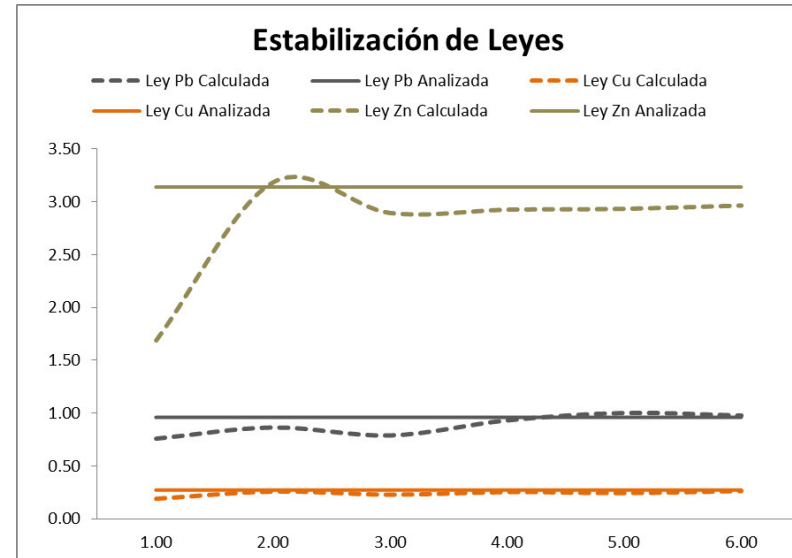
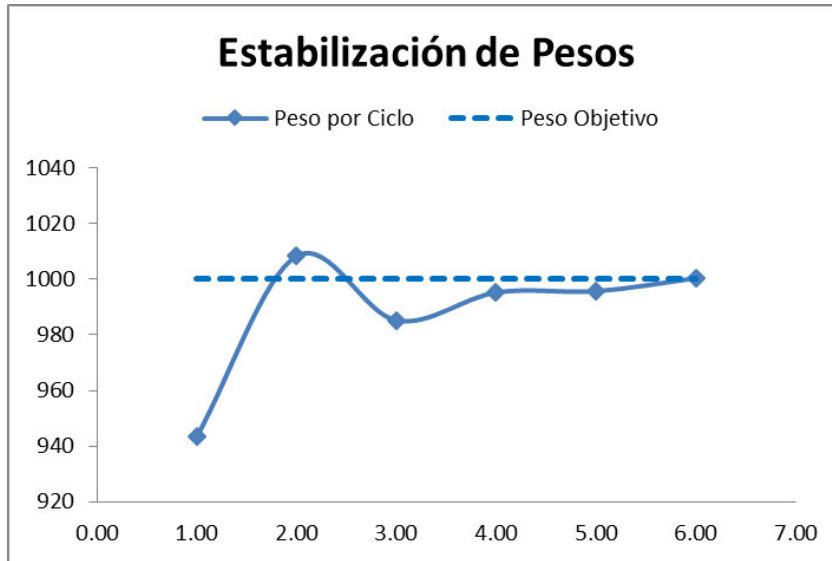
## Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	ZnSO <sub>4</sub>	AP-3418	Z-11	NaCN	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda		400			100			10'50"			
Acond. Rougher Bk	0.23			12			20		2		7.60
Flotación Ro Bk										6	8.50
Remolienda								38"			
Acond. Cleaner 1	0.05	100			10		5		1		9.00
Cleaner 1										4	9.00
Acond. Cleaner Scavenger	0.03	50		2	5		5		1		9.00
Cleaner Scavenger										4	9.00
Acond. Cleaner 2	0.02	50			5		10		1		9.00
Cleaner 2										3	9.00
Acond. Cleaner 3	0.03	50			5		5		5		9.00
Cleaner 3										2	9.00
	0.36	650	0	14	125	0	45				

## Balance Productos

Productos	Peso		Leyes		Distribución, %	
	g	%	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %
Concentrado Bulk	12.31	1.24	45.73	8.02	67.13	3.33
Rlv Bk Cl3	6.67	0.67	14.61	15.55	11.62	3.49
Rlv Bk Cl2	6.71	0.67	7.58	19.33	6.07	4.37
Concentrado Bk Cl- Scv	5.20	0.52	3.89	14.78	2.41	2.59
Rlv Bk Cl-Scv	24.82	2.49	0.53	9.24	1.57	7.73
Conc Ro Bulk	55.71	5.60	13.37	11.46	88.80	21.50
Relave Bk	939.55	94.40	0.10	2.48	11.20	78.50
Cabeza Calculada	995.26	100.00	0.84	2.98	100.00	100.00
Cabeza Analizada	0.00		0.95	3.13		
Contabilidad			0.89	0.95		

### Anexo N° 6: Estabilización Prueba de Flotación en Circuito Cerrado (TCC)



#### Stability Check

Weight, g	%	Grade						Metal units					
		Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ag, g/t	As, %	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	As
5988.67	100.00	0.93	0.27	3.00	12.92	76.34	0.10	5574.09	1618.44	17966.53	77399.66	457203.00	574.46
998.11	16.67	0.16	0.05	0.50	2.15	12.72	0.02	929.02	269.74	2994.42	12899.94	76200.50	95.74

Total Products Out Per Cycle	Weight, g	%	% of Units Out						Metal units					
			Pb, %	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Ag, g/t	As, %	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	As
Cycle A	943.38	94.52	77.18	64.76	53.18	97.88	70.90	74.81	717.02	174.69	1592.34	12626.72	54022.66	71.63
Cycle B	1008.29	101.02	93.85	97.52	107.23	98.61	97.46	101.27	871.89	263.06	3210.83	12720.18	74261.45	96.96
Cycle C	985.19	98.71	83.79	83.20	95.22	97.14	86.17	87.55	778.43	224.43	2851.14	12530.89	65664.48	83.83
Cycle D	995.25	99.71	99.75	94.17	97.24	101.54	94.60	93.54	926.69	254.01	2911.77	13099.16	72085.51	89.56
Cycle E	995.71	99.76	107.19	90.32	97.55	99.78	96.56	88.75	995.78	243.63	2921.08	12871.83	73577.30	84.98
Cycle F	1000.35	100.22	105.06	98.68	99.05	98.56	101.63	100.24	976.05	266.18	2966.09	12714.63	77439.25	95.97
Average	988.03	98.99	94.47	88.11	91.58	98.92	91.22	91.03	877.65	237.67	2742.21	12760.57	69508.44	87.15

Anexo N° 7: Prueba de Flotación de Separación Cu/Pb

Condiciones de la Muestra							
Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	22/042016	Responsable:	John Ramos		
Cliente:	Consorcio Minero Horizonte	Peso inicial (g):	3000.0	P <sub>80</sub> molienda (µm):	30		
Test N°:	P-6	% Sol. (Molienda):		P <sub>80</sub> fte-molienda (µm):	-		
Muestra:	Compósito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Proceso		

Análisis Químico

						Cobre Secuencial							
Elementos	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Au, g/t	Cu SS, %	Cu CN, %	Cu R, %	Cu T, %	Pb_Ox, %	Zn_Ox, %	S_Total, %	Insolubles, %
Cabeza ensayada	0.27	0.95	3.13	12.35		<0.001	0.088	0.185	0.273	0.220	0.070	14.450	

Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	RCS	Z-11	3894	MIBC	CARBON ACT		Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda											
Acond. Rougher Cu		83.3		4.28	5	133.33			15		
Flotación Ro Cu										4	7.85
Acond. Scavenger Cu		10		1.71	1.67				5		
Flotación Scv Cu										3	8.00
Acond. Cleaner 1		3.3			1.67						
Flotación Cleaner 1										3	7.91
Acond. Cleaner 2		1.7			0.83						
Flotación Cleaner 2										2	7.96
Total		98.3	0.0	6.0	9.2	133.3	0.0				

Balance Productos

Productos	Peso		Leyes						Distribución, %					
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %			Cu	Pb	Zn	Fe		
Conc. Cl-2 Cu	10.96	17.72	28.55	3.03	6.42	9.48			67.31	1.67	9.26	19.31		
Rlv. Cl-2 Cu	2.90	4.69	16.28	8.10	5.84	18.47			10.16	1.18	2.23	9.95		
Conc. Cl-1 Cu	13.86	22.41	25.98	4.09	6.30	11.36			77.46	2.85	11.49	29.26		
Rlv. Cl-1 Cu	3.21	5.19	8.37	22.96	7.21	15.77			5.78	3.70	3.05	9.41		
Conc. Ro Cu	17.07	27.60	22.67	7.64	6.47	12.19			83.24	6.55	14.54	38.67		
Conc. Pb / Rlv. Cu	44.78	72.40	1.74	41.54	14.50	7.37			16.76	93.45	85.46	61.33		
Cabeza Calculada	61.85	127.60	7.52	32.18	12.28	8.70			100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc. Cl-3 Bulk	61.85	2.07	7.52	32.18	12.28	8.70			63.93	79.37	8.22	1.33		
Relave Cl-3 Bulk	12.1	0.40	4.25	9.23	15.00	18.61			7.07	4.45	1.96	0.56		
Relave Cl-2 Bulk	20.6	0.69	1.29	2.74	14.88	15.30			3.65	2.25	3.32	0.78		
Relave Cl-1 Bulk	86.4	2.89	0.31	1.11	12.37	11.49			3.68	3.82	11.57	2.45		
Conc. Rougher Bulk	180.95	6.04	3.15	12.46	12.80	11.45			78.33	89.90	25.07	5.12		
Relave Bulk	2813.8	93.96	0.06	0.09	2.46	13.65			21.67	10.10	74.93	94.88		
	2994.75	100.00	0.24	0.84	3.08	13.52			100.00	100.00	100.00	100.00		
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35								
Contabilidad			0.89	0.88	0.99	1.09								

## Condiciones de la Muestra

Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	22/042016	Responsable:	John Ramos
Cliente:	Consorcio Minero Horizonte	Peso inicial (g):	3000.0	P <sub>80</sub> molienda (µm):	30
Test N°:	P-9	% Sol. (Molienda):		P <sub>80</sub> re-molienda (µm):	-
Muestra:	Compósito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Proceso

## Análisis Químico

						Cobre Secuencial							
Elementos	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Au, g/t	Cu SS, %	Cu CN, %	Cu R, %	Cu T, %	Pb_Ox, %	Zn_Ox, %	S_Total, %	Insolubles, %
Cabeza ensayada	0.27	0.95	3.13	12.35		<0.001	0.088	0.185	0.273	0.220	0.070	14.450	

## Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	RCS	Z-11	3894	MIBC	CARBON ACT		Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda											
Acond. Rougher Cu		66.7	8.33		3.33	216.67			15		
Flotación Ro Cu										4	8.18
Acond. Scavenger Cu			1.67		5				5		
Flotación Scv Cu										3	8.40
Acond. Cleaner 1		10.0			1.67				1		
Flotación Cleaner 1										3	8.46
Acond. Cleaner 2		3.3			1.67				1		
Flotación Cleaner 2										2	8.25
<b>Total</b>		80.0	10.0	0.0	11.7	216.7	0.0				

## Balance Productos

Productos	Peso		Leyes							Distribución, %				
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %				Cu	Pb	Zn	Fe	
Conc. Cl-2 Cu	6.74	13.72	30.84	4.42	6.34	6.38				55.41	1.71	9.71	12.85	
Rlv. Cl-2 Cu	3.55	7.23	20.56	9.44	6.05	11.82				19.46	1.92	4.88	12.54	
Conc. Cl-1 Cu	10.29	20.95	27.29	6.15	6.24	8.26				74.86	3.62	14.59	25.39	
Rlv. Cl-1 Cu	5.60	11.40	10.67	19.07	5.36	13.92				15.93	6.11	6.82	23.29	
<b>Conc. Ro Cu</b>	15.89	32.36	21.43	10.70	5.93	10.25				90.79	9.74	21.41	48.68	
Conc. Pb / Rlv. Cu	33.22	67.64	1.04	47.47	10.41	5.17				9.21	90.26	78.59	51.32	
Cabeza Calculada	49.11	100.00	7.64	35.57	8.96	6.81				100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. Cl-3 Bulk	49.11	1.64	7.64	35.57	8.96	6.81				52.48	76.05	4.75	0.86	
Relave Cl-3 Bulk	11.22	0.37	6.17	9.63	16.86	14.24				9.68	4.70	2.04	0.41	
Relave Cl-2 Bulk	19.67	0.66	1.81	2.89	15.50	12.79				4.98	2.47	3.29	0.65	
Relave Cl-1 Bulk	99.1	3.31	0.38	0.76	8.37	11.89				5.27	3.28	8.96	3.03	
<b>Conc. Rougher Bulk</b>	179.10	5.98	2.89	11.10	9.85	10.74				72.41	86.51	19.05	4.94	
Relave Bulk	2817.4	94.02	0.07	0.11	2.66	13.13				27.59	13.49	80.95	95.06	
<b>Cabeza General</b>	2996.50	100.00	0.24	0.77	3.09	12.99				100.00	100.00	100.00	100.00	

Cabeza Analizada

Contabilidad

0.27 0.95 3.13 12.35  
0.88 0.81 0.99 1.05

<b>Proyecto:</b>	OL-0037-16	<b>Fecha de prueba:</b>	22/042016	<b>Responsable:</b>	John Ramos
<b>Cliente:</b>	Consortio Minero Horizonte	<b>Peso inicial (g):</b>	3000.0	<b>P<sub>80</sub> molienda (µm):</b>	30
<b>Test N°:</b>	P-6	<b>% Sol. (Molienda):</b>		<b>P<sub>80</sub> re-molienda (µm):</b>	-
<b>Muestra:</b>	Compósito General	<b>% Sol. (Flotación):</b>	34	<b>Tipo de agua:</b>	Proceso

## Análisis Químico

						Cobre Secuencial							
Elementos	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Au, g/t	Cu SS, %	Cu CN, %	Cu R, %	Cu T, %	Pb Ox, %	Zn Ox, %	S Total, %	Insolubles, %
Cabeza ensayada	0.27	0.95	3.13	12.35		<0.001	0.088	0.185	0.273	0.220	0.070	14.450	

## Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	RCS	Z-11	3894	MIBC	CARBON ACT		Molienda	Acond.	Flot.	
								min/sec	min/sec	min	
Molienda											
Acond. Rougher Cu		83.3		5.14	5	216.7			15		
Flotación Ro Cu										4	7.60
Acond. Scavenger Cu				3.42	1.67				5		
Flotación Scv Cu										5	8.02
Acond. Cleaner 1		3.3		1.71	5						
Flotación Cleaner 1											8.14
Acond. Cleaner 2		3.3			1.67						
Flotación Cleaner 2											8.21
<b>Total</b>		90.0	0.0	10.3	13.3	216.7	0.0				

## Balance Productos

Productos	Peso		Leyes						Distribución, %					
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %			Cu	Pb	Zn	Fe		
Conc. Cl-2 Cu	6.09	13.05	31.99	2.72	6.29	6.43			52.30	0.82	9.73	13.60		
Rlv. Cl-2 Cu	1.37	2.94	22.25	8.07	5.87	10.93			8.18	0.55	2.04	5.20		
Conc. Cl-1 Cu	7.46	15.99	30.20	3.70	6.21	7.26			60.48	1.37	11.77	18.79		
Rlv. Cl-1 Cu	3.96	8.49	14.49	23.17	5.67	8.80			15.40	4.56	5.70	12.10		
<b>Conc. Ro Cu</b>	<b>11.42</b>	<b>24.48</b>	<b>24.75</b>	<b>10.45</b>	<b>6.02</b>	<b>7.79</b>			<b>75.88</b>	<b>5.93</b>	<b>17.48</b>	<b>30.89</b>		
Conc. Pb / Rlv. Cu	35.23	75.52	2.55	53.71	9.22	5.65			24.12	94.07	82.52	69.11		
Cabeza Calculada	46.65	124.48	7.99	43.12	8.44	6.17			100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc. Cl-3 Bulk	46.65	1.56	7.99	43.12	8.44	6.17			50.88	77.43	4.01	0.74		
Relave Cl-3 Bulk	14.17	0.47	6.89	12.16	16.73	14.99			13.34	6.63	2.42	0.55		
Relave Cl-2 Bulk	21.09	0.70	2.19	3.69	22.36	15.54			6.31	3.00	4.81	0.85		
Relave Cl-1 Bulk	80.47	2.69	0.57	1.01	14.29	14.74			6.26	3.13	11.72	3.06		
<b>Conc. Rougher Bulk</b>	<b>162.38</b>	<b>5.42</b>	<b>3.46</b>	<b>14.43</b>	<b>13.87</b>	<b>12.40</b>			<b>76.79</b>	<b>90.19</b>	<b>22.95</b>	<b>5.20</b>		
Relave Bulk	2832.2	94.58	0.06	0.09	2.67	12.96			23.21	9.81	77.05	94.80		
<b>Cabeza General</b>	<b>2994.58</b>	<b>100.00</b>	<b>0.24</b>	<b>0.87</b>	<b>3.28</b>	<b>12.93</b>			<b>100.00</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>		

Cabeza Analizada 0.27 0.95 3.13 12.35

Contabilidad 0.90 0.91 1.05 1.05



Condiciones de la Muestra

Proyecto:	OL-0037-16	Fecha de prueba:	22/042016	Responsable:	John Ramos
Cliente:	Consortio Minero Horizonte	Peso inicial (g):	3000.0	P <sub>80</sub> molienda (µm):	30
Test N°:	P-12	% Sol. (Molienda):		P <sub>80</sub> re-molienda (µm):	-
Muestra:	Compósito General	% Sol. (Flotación):	34	Tipo de agua:	Proceso

Análisis Químico

Cobre Secuencial													
Elementos	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %	Au, g/t	Cu SS, %	Cu CN, %	Cu R, %	Cu T, %	Pb_Ox, %	Zn_Ox, %	S_Total, %	Insolubles, %
Cabeza ensayada	0.27	0.95	3.13	12.35		<0.001	0.088	0.185	0.273	0.220	0.070	14.450	

Condiciones de flotación

Etapas	Reactivos, g/t							Tiempo, minutos			pH
	Ca(OH) <sub>2</sub> kg/t	BCS	Z-11	5100	MIBC	CARBON ACT		Molienda min/sec	Acond. min/sec	Flot. min	
Molienda											
Acond. Rougher Cu		60.0		6.67	10	233.33			15		
Flotación Ro Cu										4	7.48
Acond. Scavenger Cu				3.33	3.33				5		
Flotación Scr Cu										3	7.85
Acond. Cleaner 1					3.33						
Flotación Cleaner 1										2	7.75
Acond. Cleaner 2											
Flotación Cleaner 2											
Total		60.0	0.0	10.0	16.7	233.3	0.0				

Balance Productos

Productos	Peso		Leyes						Distribución, %					
	g	%	Cu, %	Pb, %	Zn, %	Fe, %			Cu	Pb	Zn	Fe		
Conc. Cl-1 Cu	11.95	28.35	26.44	7.97	6.01	8.08			94.66	5.52	18.50	38.80		
Rlv. Cl-1 Cu	0.52	1.23	5.18	34.94	6.33	10.37			0.81	1.05	0.85	2.17		
Conc. Ro Cu	12.47	29.58	25.55	9.09	6.02	8.18			95.47	6.58	19.35	40.97		
Conc. Pb / Rlv. Cu	29.68	70.42	0.51	54.27	10.55	4.95			4.53	93.42	80.65	59.03		
Cabeza Calculada	42.15	101.23	7.92	40.90	9.21	5.90			100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc. Cl-3 Bulk	42.15	1.41	7.92	40.90	9.21	5.90			47.08	68.07	4.40	0.64		
Relave Cl-3 Bulk	15.64	0.52	7.91	21.72	12.90	11.87			17.45	13.41	2.29	0.47		
Relave Cl-2 Bulk	19.04	0.64	3.03	6.15	17.84	14.45			8.14	4.62	3.85	0.70		
Relave Cl-1 Bulk	71.64	2.39	0.52	0.94	11.19	13.90			5.25	2.66	9.09	2.54		
Conc. Ro Bulk	148.47	4.96	3.72	15.14	11.66	11.49			77.92	88.76	19.63	4.35		
Relave Bulk	2846.2	95.04	0.06	0.10	2.49	13.17			22.08	11.24	80.37	95.65		
Cabeza General	2994.67	100.00	0.24	0.85	2.94	13.09			177.92	188.76	119.63	104.35		
Cabeza Analizada			0.27	0.95	3.13	12.35								
Contabilidad			0.87	0.89	0.94	1.06								